

SCHNABEL

MÉTALLURGIE

CUIVRE-PLOMB-ARGENT-OR

PARIS

CH. BÉRANGER EDITEUR

TRAITÉ
DE
MÉTALLURGIE

TRAITÉ
THÉORIQUE ET PRATIQUE
DE
MÉTALLURGIE

CUIVRE – PLOMB – ARGENT – OR

PAR

C. SCIINABEL

PROFESSEUR DE MÉTALLURGIE ET DE CHIMIE TECHNOLOGIQUE
A L'ACADÉMIE DES MINES DE CLAUSTHAL (HARZ)

TRADUIT DE L'ALLEMAND

PAR

Le Dr L. GAUTIER

586 figures dans le texte

PARIS

LIBRAIRIE POLYTECHNIQUE BAUDRY ET C^{ie}, ÉDITEURS

15, RUE DES SAINTS-PÈRES, 15

MAISON A LIÈGE, 21, RUE DE LA RÉGENCE

—
1896

PRÉFACE DU TRADUCTEUR

Depuis la publication de la traduction française du *Traité de Métallurgie* de Percy, restée d'ailleurs inachevée, il n'a paru aucun autre ouvrage suffisamment étendu et complet sur l'extraction des métaux autres que le fer, et cependant les importants progrès réalisés depuis vingt-cinq ans dans cette branche de la technologie faisaient vivement désirer la publication d'un livre au niveau de l'état actuel de la métallurgie.

C'est cette lacune de notre littérature scientifique, qui existait également il y a peu de temps encore pour le fer, que nous avons voulu combler en traduisant le *Traité de Métallurgie*, que vient de publier M. le Professeur C. Schnabel, de Clausthal.

L'auteur a présumé à la rédaction de son livre par plusieurs voyages non seulement dans la plupart des contrées de l'Europe, mais encore en Amérique, en Asie et en Australie, où il a visité de nombreuses usines et recueilli de précieux documents. Ces documents et son expérience personnelle, résultant d'une longue pratique de la métallurgie en Allemagne et dans d'autres pays, lui ont permis de donner, des procédés actuellement en usage dans les différentes parties du monde, une description aussi exacte et aussi complète que possible.

Dans son *Traité de Métallurgie*, M. Schnabel a exposé, tant au point de vue théorique qu'au point de vue pratique, les méthodes d'extraction avec une clarté et une précision telles que la lecture de l'ouvrage sera aussi facile pour ceux qui ne font encore qu'étudier cette branche d'industrie que pour les métallurgistes de profes-

sion. L'intelligence du texte est, en outre, facilitée par les nombreuses figures qui l'accompagnent.

La valeur des différents procédés, l'opportunité de leur emploi et les modifications à y apporter, suivant les localités et la nature des minerais et des combustibles dont on dispose, sont indiquées avec le plus grand soin, ce qui pour le praticien offre une grande importance.

Notre travail est la traduction aussi fidèle et aussi claire que possible du texte allemand. Nous avons seulement ajouté, en l'accompagnant de figures, la description des perfectionnements, qui, depuis l'apparition de l'édition allemande, ont été apportés dans l'extraction de l'or par le cyanure de potassium, méthode qui actuellement a acquis, surtout au Transvaal, une énorme importance pour le traitement des résidus de l'amalgamation des minerais aurifères.

Le présent volume comprend la métallurgie du cuivre, du plomb, de l'argent et de l'or, dont les minerais se rencontrent fréquemment ensemble et qui, par suite, doivent dans un grand nombre de cas être extraits simultanément. Celle des autres métaux qui sont l'objet d'une extraction en grand — mercure, platine, zinc, étain, bismuth, nickel, cobalt, aluminium, etc. — sera traitée dans le second volume.

Nous espérons que nos efforts seront récompensés et que l'œuvre du savant professeur de Clausthal sera favorablement accueillie des métallurgistes et des élèves de nos écoles spéciales.

D^r L. GAUTIER

Septembre 1895.

TABLE DES MATIÈRES

MÉTALLURGIE DU CUIVRE

Propriétés physiques du cuivre	1
Propriétés chimiques.	6
Réactions chimiques des combinaisons du cuivre.	6
Protoxyde de cuivre, 6. — Bioxyde de cuivre, 7. — Silicates du cuivre, 8. — Sulfures de cuivre, 8. — Sulfate de cuivre, 10. — Protochlorure de cuivre, 10. — Bichlorure de cuivre, 11.	
<i>Minerais de cuivre :</i>	
Cuivre natif, 11. — Cuivre oxydulé ou cuivre oxydé rouge, 11. — Cuivre oxydé noir ou pélokonite, 11. — Malachite, 11. — Azurite, 12. — Cuivre pyriteux ou chalcoppyrite, 12. — Cuivre panaché ou bornite, 12. — Cuivre sulfuré ou chalcosine, 12. — Covellite, 13. — Cuivre sulfaté ou chalcantite, 13. — Cuivre chloruré ou atakamite, 13. — Bournonite, 13. — Enargite, 13. — Cuivre hydrosiliceux ou chrysocolle, 13. — Cuivre gris ou tétraédrite, 13. — Produits métallurgiques cuprifères, 13.	

EXTRACTION DU CUIVRE

I. Extraction du cuivre par voie sèche ou ignée	14
A. Extraction du cuivre brut.	14
Extraction du cuivre de ses combinaisons sulfurées	14
Procédé au four à cuve ou procédé allemand, 16. — Procédé au four à réverbère ou procédé anglais, 17. — Procédé au convertisseur, 18. — Comparaison des procédés d'extraction du cuivre brut par voie ignée, 18.	
<i>Procédé allemand.</i>	20
1. Grillage des minerais.	21
Pratique du grillage.	22
Grillage en tas	23
Grillage en tas normal, 25. — Grillage pour noyaux, 30. — Grillage des schlichs en tas, 33. — Elimination du bitume des minerais par combustion en tas, 33.	
Grillage en stalles.	34
Stalles avec cheminée de tirage, 35. — Stalles sans cheminée, 37. — Stalles de Wellner, 38. — Stalles styriennes, 39.	
Grillage en fours à cuve	40
Grillage des minerais en morceaux.	40
Brûleurs à pyrites, 40. — Kilns, 45.	
Grillage des menus	47
Four de Gerstenhöfer, 48. — Four d'Hasenclever-Helbig, 50. — Four d'Ollivier-Perret, 52. — Four de Malétra, 54. — Four de Spence, 58. — Four de Mac Dougall, 60.	
Grillage en fours à réverbère.	62
Fours à réverbère fixes à travail manuel.	62
Fours à pelletage continu, 63.	

Fours à réverbère fixes à travail mécanique	66
Four de O'Harra, 66. — Four de O'Harra-Brown-Allen, 66. — Four de Parkes, 68.	
Fours à réverbère à sole mobile.	69
Fours à réverbère à laboratoire mobile.	70
Four de Brückner, 70. — Four de White, 71. — Four d'Hocking-Oxland, 71.	
Grillage en fours à mouffes	73
Four d'Hasenclever, 73. — Fours à mouffes avec laboratoire rotatif, 73.	
2. Fonte pour matre des minerais grillés	76
Réactions de la fonte, 76. — Composition du lit de fusion, 78. — Disposition et dimensions des fours de fusion, 80. — Manière dont les masses fondues se rassemblent dans le four et en sont extraites, 83.	
Anciens fours	85
Fours à manche, 85. — Fours à sulu, 87. — Fours du Harz inférieur, 87. — Fours du Mansfeld (demi-hauts-fourneaux et hauts-fourneaux), 88. — Fours russes (sibériens), 88.	
Nouveaux fours	88
Fours à section horizontale circulaire, 89 : — Four d'Oker, 89 ; — Four rond du Mansfeld, 89 ; — Four à chemise d'eau, 89. — Fours à section horizontale rectangulaire, 93 : — Four d'Orford, 93 ; — Four Henrich, 95. — Fours à section horizontale ovale, 95 : — Four Skinder, 95 ; — Four Herreshof, 95.	
Conduite de la fonte des minerais	99
Produits de la fonte des minerais	99
3. Grillage de la matre brute.	101
Grillage à mort de la matre en tas, 102 ; — en stalles, 103 ; — en fours à cuve, 103 ; — en fours à réverbère, 104 ; — en fours à mouffes, 105.	
4. Fonte de la matre brute grillée pour cuivre brut.	105
Procédé allemand combiné avec la concentration de la matre cuivreuse	108
Exemples du procédé allemand.	110
Brixlegg, 110 ; — Kedabog, 111 ; — Atvidaberg, 111 ; — Fahlun, 111 ; — Agordo, 111 ; — Stefanshütte, 111 ; — Mühlbach, 112.	
<i>Procédé anglais.</i>	112
Procédé anglais dans sa forme simple	113
1. Grillage des minerais	113
2. Fonte pour matre brute des minerais grillés	116
Four Gallois, 118. — Four à réverbère américain, 120.	
3. Grillage de la matre brute.	125
4. Fonte de la matre brute grillée pour matre de concentration	126
5. Traitement de la matre de concentration pour cuivre brut	129
Avec grillage préalable, 129. — Sans grillage préalable, 129.	
Procédé anglais avec multiplication des opérations de concentration (procédé Gallois).	132
Traitement des fonds cuivreux.	136
Exemples du procédé anglais.	137
Swansea, 137. — Chilli, 137. — Wallaroo, 137. — Argo, 137. — Remagen, 138.	
<i>Procédé anglo-allemand.</i>	138
Mansfeld, 138. — Oker, 140. — Brixlegg, 142. — Bischofshofen, 142.	
<i>Procédé au convertisseur.</i>	142
Convertisseur Manhès, 144. — Convertisseur Manhès et David, 145. — Convertisseur d'Anaconda, 145. — Usines Parrot, 147. — Usines d'Anaconda, 147. — Usines de Jeres-Lanteira, 149. — Usines de Ròros, 149.	
Extraction du cuivre de ses oxydes et de ses sels, ainsi que des minerais qui le contiennent à l'état natif.	149
Chessy, 150. — Oural occidental, 150. — Arizona et Nouveau-Mexique, 150. — Lac Supérieur, 152.	
B. Purification du cuivre brut	152
1. Epuration du cuivre par affinage et raffinage séparés	153
a. Préparation du cuivre affiné ou affinage.	153
Affinage au petit-foyer.	153
Affinage au four à réverbère	156
Alltau, 160. — Stefanshütte, 160. — Oker, 160. — Cuivre affiné, 160. — Scories d'affinage, 161.	

<i>b.</i> Préparation du cuivre raffiné ou malléable.	161
2. Epuration du cuivre brut par affinage et raffinage réunis au petit-foyer	162
3. Raffinage du cuivre au four à réverbère.	162
Fours de raffinage, 163 : — Mansfeld, 164 ; — Lac Supérieur, 165 ; — Pitts-	
burgh, 167 ; — Atvidaberg, 167. — Différentes périodes du raffinage, 167. —	
Exemples de raffinage du cuivre : Kedabeg, 175 ; — Lac Supérieur, 176 ; —	
Mansfeld, 176 ; — Oker, 177.	
II. Extraction du cuivre par voie humide	178
1. Extraction du cuivre des minerais qui le contiennent à l'état d'oxyde ou de car-	
bonate.	179
<i>a.</i> Dissolution du cuivre	179
Lixiviation par l'acide sulfurique, 179. — Lixiviation par l'acide chlorhy-	
drique, 180. — Lixiviation avec des liquides contenant du protochlorure de	
fer, 181. — Lixiviation avec d'autres dissolvants, 183.	
<i>b.</i> Précipitation du cuivre.	184
2. Extraction du cuivre des minerais qui le contiennent à l'état de sulfate.	187
Lixiviation, 187. — Précipitation par l'hydrogène sulfuré, 188. — Procédés de	
Sinding et de Chance, 188. — Eaux cémentatoires, 188 ; — leur traite-	
ment à Schmöllnitz, 188.	
3. Extraction du cuivre des minerais qui le contiennent à l'état de sulfure.	189
<i>a.</i> Transformation du cuivre en un état de combinaison convenable pour la	
dissolution	189
Transformation du sulfure de cuivre en sulfate	189
Décomposition à l'air des minerais, 189. — Sulfatation par grillage lent, 190. —	
Sulfatation par grillage avec du sulfate de protoxyde de fer ou d'autres sulfates	
facilement décomposables, 191. — Sulfatation par chauffage des minerais avec	
de l'azotate de fer, 193. — Sulfatation à l'aide du sulfate ferrique, 193.	
Transformation du sulfure de cuivre en bioxyde.	194
Transformation du sulfure de cuivre en chlorure.	194
Formation du chlorure de cuivre par voie humide, 194 : — Procédé Dætsch, 195 ; —	
de Stadtberge, 196. — Formation du chlorure de cuivre par voie sèche (grillage	
chlorurant des minerais, 197 ; — Fours de grillage, 199 ; — Four à réverbère, 199 ;	
— Four de la Bede metal Company, 199 ; — Four du Lancashire, 202 ; — Usine	
d'Oker, 203 ; — Four de Gibbs et Gelscharpé, 204. — Four à moufle de la Tharsis	
Company, 210 ; — de Königshütte, 212).	
<i>b.</i> Dissolution du cuivre.	212
Dissolution du cuivre à l'état de sulfate, 212 ; — Agordo, 212. — Dissolution du	
bioxyde de cuivre, 213 ; — Ore Knop, 213. — Dissolution du chlorure de cuivre,	
213 ; — Oker, 214.	
<i>c.</i> Précipitation du cuivre.	216
Précipitation du cuivre du sulfate de cuivre, 216 ; — Rio-Tinto, 216 ; — Agordo,	
217. — Précipitation des lessives qui contiennent le cuivre à l'état de chlorure,	
217 ; — Rio-Tinto, 217 ; — Stadtberge, 217 ; — Oker, 218 ; — Bede metal	
Works, 218.	
<i>d.</i> Traitement du précipité cuprifère (cuivre de ciment) pour cuivre marchand.	222
Stadtberge, 222.	
Extraction du cuivre par voie humide des produits métallurgiques.	223
III. Extraction du cuivre par voie électrométallurgique	223
<i>a.</i> Extraction du cuivre des minerais	224
Procédé Siemens et Halske.	224
Procédé Höpfer.	231
<i>b.</i> Extraction du cuivre des mattes.	232
Procédé Marchese.	232
<i>c.</i> Extraction du cuivre des alliages.	235

MÉTALLURGIE DU PLOMB

Propriétés physiques du plomb.	247
Propriétés chimiques.	248

Réactions chimiques des combinaisons du plomb.	248
Protoxyde de plomb, 248. — Sulfure de plomb, 249. — Sulfate de plomb, 251.	
— Carbonate de plomb, 252. — Silicate de plomb, 252. — Antimoniate de plomb,	
252. — Chlorure de plomb, 252. — Alliages du plomb, 253.	
<i>Minerais de plomb :</i>	
Galène ou plomb sulfuré, 253. — Plomb carbonaté ou cérussite, 254. — Plomb	
sulfaté ou anglésite, 254. — Plomb vert (pyromorphite) et plomb brun (mimétésite),	
254. — Produits métallurgiques plombifères, 255.	

EXTRACTION DU PLOMB

I. Extraction du plomb des minerais.	255
Extraction du plomb de la galène.	255
<i>Méthode par grillage et réaction.</i>	<i>257</i>
Travail par grillage et réaction au four à réverbère.	259
Procédé Carinthien.	261
Carinthie, 254; — Engis, 265; — Missouri, 265.	
Procédé anglais.	266
Procédé des Cornouailles, 267; — Stirperstones, 270; — Holywell, 271; —	
— Alport, 272; — Snailbeach, 272.	
Procédé de Tarnowitz.	273
Friederichshütte, 273; — Schoppnitz, 276; — Montzen, 276.	
Procédé français ou breton.	277
Poullaouen, 278.	
Travail par grillage et réaction au bas-foyer	279
Bas-foyer écossais, 280; — Four de Rossie, 282; — Bas-foyer américain avec	
refroidissement par l'eau, 284; — Bas-foyer de Moffet (four Jumbo), 284. —	
Comparaison du procédé au bas-foyer avec le procédé au four à réverbère, 287.	
<i>Méthode par grillage et réduction.</i>	<i>288</i>
1. Grillage des minerais	290
Réactions du grillage, 290. — Grillage scorifiant, 291; — Grillage agglomérant,	
291; — Grillage en poussière, 291.	
Dispositifs de grillage.	291
Grillage en tas, 292; — Grillage en stalles, 295; — Grillage en fours à cuve, 296;	
— Grillage en fours à mouffes, 297; — Grillage en fours à flamme, 297; — fours	
à pelletage continu, 297; — fours à réverbère avec four de fusion particulier, 302.	
— Conduite du travail des fours de grillage, 303. — Fours à réverbère avec	
laboratoire fixe et travail mécanique, 304. — Four à flamme à sole avec laboratoire	
mobile, 305.	
2. Fonte en fours à cuve des minerais grillés	306
Réactions chimiques, 306; — Formation de la scorie, 309; — Analyses de scories,	
311. — Combustibles et agents de réduction, 313.	
Fours de fusion.	313
Fours à cuve aspirateurs.	313
Fours atmosphériques ou à tirage naturel, 313. — Fours d'Herbetz, 314.	
Fours à cuve soufflés.	316
Dispositions générales et dimensions, 316; — Disposition de la partie inférieure	
des fours, 319; — Dispositif d'Arents pour l'écoulement continu du plomb, 321;	
— fours à chemise d'eau, 323. — Pression du vent, 328. — Anciens fours, 329:	
— fours à manche, 329; — ancien four du Harz inférieur, 329; — four de Vogl,	
331; — four de Stolberg, 332; — nouveaux fours, 332: — four de Freiberg	
(four Pils), 333; — four de Przibram, 335; — nouveau four du Harz inférieur,	
336: — four Raschette, 336; — fours américains, 339 (Globe smelting works,	
342; Omaha and Grant Smelters, 345). — Conduite de la fonte des minerais, 346;	
— Marmite américaine à scories, 346.	
Produits du travail par grillage et réduction	347
Plomb, 347. — Matte plumbeuse, 348; — Traitement de la matte plumbeuse,	
349. — Speiss, 351. — Scorie, 351.	
Exemples du travail par grillage et réduction	351
Sophienhütte et Julushütte près Goslar, 351. — Freiberg, 352. — Mechernich,	
355. — Altenau, 356. — Przibram, 356. — Denver (Colorado), 357. — Espagne,	
359.	

<i>Méthode par précipitation</i>	359
Précipitant, 359. — Influence des éléments étrangers, 359. — Fours, 361. — Combustible, 362.	
Extraction du plomb par précipitation au Harz supérieur	362
Plomb d'œuvre, 367; — Matte plumbeuse, 367; — Scorie, 368. — Traitement de la matte plumbeuse, 369.	
<i>Combinaison des méthodes par grillage et réduction et par précipitation</i>	373
Victor-Friederichshütte, 374; — Juliusshütte et Sophienhütte; 375; — Etats-Unis de l'Amérique du Nord, 375.	
<i>Combinaison du travail par précipitation avec la fonte de minerais de plomb oxydés</i> (plomb carbonaté).	375
Tasmanie, 376; — Murcie et Almería, 376.	
Extraction du plomb du carbonate de plomb.	376
Leadville, 377; — Pueblo, 377; — El Paso, 378; — Broken-Hill, 378.	
Extraction du plomb du sulfate de plomb.	381
II. Extraction du plomb des produits métallurgiques plombifères.	382
Résidu du travail par grillage et réaction.	382
Mattes plumbeuses. Scories.	383
Débris de fours. Crasses. Poussières ou fumées.	384
Eumes cuprifères. Litharge. Fonds de coupelles. Abzugs. Abstrichs.	386
Raffinage du plomb.	393
Epuration dans le bassin de coulée.	396
Epuration en chaudières.	396
Epuration en fours à réverbère.	404
Liquation, 405; — Fours de liquation, 405. — Fours à réverbère de raffinage, 407; — Four de Przibram, 408; — Fours américains, 408; — Four de Port-Piric, 412.	
Moulage du plomb raffiné.	415

MÉTALLURGIE DE L'ARGENT

Propriétés physiques de l'argent.	419
Propriétés chimiques.	419
Réactions chimiques des combinaisons de l'argent.	420
Oxydes d'argent, 420. — Sulfure d'argent, 421. — Chlorure d'argent, 423. — Iodure et bromure d'argent, 425. — Combinaisons de l'argent avec l'arsenic et l'antimoine, avec l'arsenic, l'antimoine et le soufre, 425. — Oxyels d'argent, 425. — Alliages de l'argent, 426.	
<i>Minerais d'argent.</i>	427
Argent natif, 428. — Argent amalgamé, 428. — Argent antimonial ou discrasite, 428. — Argent sulfuré ou argyrose, 428. — Argent antimonié sulfuré ou miargyrite, 428. — Pyrargyrite (argent rouge sombre), 428. — Proustite (argent rouge clair), 428. — Cuivre gris ou tétraédrite, 429. — Argent sulfuré fragile ou stéphanite (argent noir), 429. — Polybasite, 429. — Freieslebenite, 429. — Argent chloruré ou kérargyrite, 429. — Argent bromuré ou bromite, 430. — Chloro-bromure d'argent ou embolite, 430. — Argent ioduré ou iodite, 430. — Produits métallurgiques argentifères, 430.	

EXTRACTION DE L'ARGENT

I. Extraction de l'argent par voie sèche ou ignée.	432
A. <i>Préparation du plomb d'œuvre</i>	433
1. Préparation du plomb d'œuvre avec des minerais	433
Emplombage des minerais riches.	434
Emplombage en creusets, 434. — Emplombage par imbibition, 435; — Altenau, 435; — St-Andreasberg, 435; — Poullaouen, 436.	
Emplombage des minerais de richesse moyenne.	436
Broken-Hill, 436; — Freiberg, 437; — St-Andreasberg, 437; — Schemnitz, 438; — Kapnik, 439; — El Paso, 440. — Altenau, 440; — Müsen, 441.	
Emplombage des minerais pauvres.	444

	Kongsberg, 442; — Fernesely, 442; — Zalachna, 443; — Gawrilow, 444.	
2.	Préparation du plomb d'œuvre avec des produits métallurgiques	446
a.	Emplombage des mattes.	446
	Emplombage par imbibition, 446; — Kongsberg, 447; — Altaï, 447; — Loher Hütte, 448; — Pueblo (procédé Crooke), 448. — Fonte de la matte avec des matières plombifères, 449; — Fernesely, 450; — Kapnik, 451; — Zalachna, 452; — Müsen, 454. — Fonte de concentration du cuivre et ressuage, 454.	
b.	Préparation du plomb d'œuvre avec des speiss.	455
c.	Préparation du plomb d'œuvre avec des alliages.	456
	Liquation ou ressuage, 456 : — Fonte d'emplombage du cuivre argentifère, 457; — Liquation, 458; — Ressuage oxydant, 459.	
d.	Préparation du plomb d'œuvre avec d'autres produits métallurgiques.	461
B.	Enrichissement de l'argent dans le plomb d'œuvre	461
	Pattinsonnage ou cristallisation.	462
	Pattinsonnage ordinaire.	464
	Système par tiers, 466. — Système par huitièmes, 468.	
	Procédé par soutirage.	469
	Pattinsonnage mécanique, 470; — Rouen, 472. — Procédé Luce-Rozan, 472; — St-Louis-lez-Marseille, 472; — Przibram, 473.	
	Zingage.	477
1.	Décomposition du plomb argentifère en plomb pauvre et en un alliage ternaire de plomb, de zinc et d'argent.	479
	Appareils, 479. — Conduite de la désargentation, 484; — Harz supérieur, 487; — Friederichshütte, 488; — Freiberg, 489; — Etats-Unis, 489; — Australie méridionale, 490.	
	Ressuage du plomb de l'alliage ternaire.	490
	Traitement du plomb désargenté.	493
2.	Transformation de l'alliage ternaire en plomb riche en argent.	495
a.	Distillation du zinc de l'écume riche, 496. — b. Fusion au four à cuve de l'écume riche avec des scories ferrugineuses, 505. — c. Élimination du zinc par coupellation de l'écume riche, 506. — d. Fusion de l'écume de zinc avec des chlorures alcalins, 506. — e. Oxydation du zinc à l'aide de la vapeur d'eau et élimination du zinc par lixiviation du mélange obtenu d'oxyde de zinc, d'oxyde de plomb et de plomb argentifère, 606 : — Décomposition de l'écume riche par la vapeur d'eau, 507; — Lixiviation des oxydes zingueux, 509 (élimination de l'oxyde zinc des oxydes zingueux à l'aide du carbonate d'ammonium, 509; élimination de l'oxyde de zinc des oxydes zingueux à l'aide de l'acide sulfurique, 518); — Imbibition des oxydes dézingués, 518.	
	Pertes en plomb et en argent au zingage.	518
	Combinaison du zingage et du pattinsonnage.	519
	Désargentation du plomb d'œuvre par conversion de l'argent en un alliage zinc-argent	519
C.	Traitement du plomb d'œuvre pour argent ou coupellation.	523
	Coupellation au four allemand.	525
	Coupelle, 526. — Fours de coupellation de Lautenthal, 528, — de Przibram, 532, — de Freiberg, 532. — Conduite de la coupellation, 534. — Argent d'éclair, 538. — Abzugs, 538. — Abstrichs, 538. — Litharge, 539. — Fonds de coupelles, 539.	
	Coupellation pour argent d'éclair sans filage.	540
	Müsen, 540; — Lautenthal, 540; — Altenau, 540; — St-Andreasberg, 541; — Hoboken, 541; — Przibram, 541.	
	Travail de concentration avec filage.	542
	Coupellation au four anglais.	543
	Anciens fours anglais, 543. — Fours américains, 545. — Travail de concentration, 550. — Traitement du plomb enrichi en argent pour argent fin, 551.	
	Raffinage de l'argent d'éclair.	554
	Raffinage au four à réverbère, 554. — Raffinage sous moufle, 556. — Raffinage au creuset, 557; — Procédé Roessler, 558.	
II.	Extraction de l'argent par les voies sèche et humide réunies.	560
1.	Par transformation de l'argent en un alliage plomb-argent.	560
A.	Procédés dans lesquels l'argent n'est pas dissous.	560

Extraction de l'argent du cuivre noir argentifère à l'aide de l'acide sulfurique.	561
Extraction de l'argent des mattes cuivreuses argentifères à l'aide de l'acide sulfurique	566
B. Procédés dans lesquels l'argent est dissous.	568
2. <i>Extraction de l'argent par transformation de ce métal en un alliage de mercure (amalgamation).</i>	568
A. Préparation de l'amalgame	569
1. Amalgamation avec le mercure seul.	571
Pérou, 571; — Chili, 571; — Mexique, 572.	
2. Amalgamation avec emploi de réactifs sans grillage chlorurant.	574
Procédé du cazo.	574
Procédé Krohnke.	577
Procédé du patio	581
Pulvérisation des minerais, 583. — Traitement sur le patio du minerai pulvérisé, 587. — Réactions chimiques dans la torta, 592. — Séparation de l'amalgame des minerais amalgamés, 597. — Traitement de l'amalgame, 600.	
Procédé de Washoe ou amalgamation humide en chaudières	601
Pulvérisation des minerais, 603; — Bocards californiens, 603. — Traitement de la poudre du minerai dans les chaudières, 610; — Chaudières de Wheeler, 611, de Horn, 613; <i>Combination pan</i> , 614; Chaudières de Mac Gone, 614, de Stevenson, 614; — Conduite de l'amalgamation, 616. — Séparation de l'amalgame d'avec les minerais amalgamés, 619; — Settler, 619; — Agitateur, 621. — Traitement de l'amalgame, 622; <i>Clean-up-pan</i> , 622; — <i>Amalgam safes</i> , 622. — Circulation du mercure, 624. — Pompe à mercure, 624. — Élévateur à mercure, 626. — Traitement des résidus de l'amalgamation (<i>tailings</i>), 627.	
Modifications du procédé de Washoe.	630
Préparation mécanique et amalgamation réunies (<i>combination-process</i>), 630. — Procédé Boss, 631.	
3. Amalgamation avec emploi de réactifs après grillage chlorurant des minerais ou des produits métallurgiques.	633
Dessiccation et pulvérisation des minerais	634
Cylindres rotatifs exsiccateurs, 634; — Four à dessiccation de Stetefeldt, 634; — Bocards secs californiens, 638.	
Grillage chlorurant des minerais.	639
Réactions qui se passent dans le grillage chlorurant, 639. — Conduite du grillage chlorurant, 641. — Fours Brückner, 641, Howell, 641, White, 642, Stetefeldt, 642.	
Amalgamation en tonneaux.	646
Disposition des tonneaux d'amalgamation, 646. — Séparation de l'amalgame d'avec les résidus, 648. — Freiberg, 649; Arany-Idka, 649; Amérique, 649. — Amalgamation des mattes cuivreuses, 650. — Amalgamation du cuivre noir, 650. — Amalgamation des speiss, 651.	
Amalgamation en chaudières (procédé de Reese-River).	652
Disposition des usines d'amalgamation, 654: Granite Mountain Mill, 654, Lexington Mill, 655.	
Amalgamation à la tina (procédé à la tina de Francke).	656
4. Amalgamation avec emploi de mercure sous la forme de combinaisons solubles.	659
B. Séparation de l'argent de l'amalgame.	660
Cloches mexicaines, 660. — Cloches de Freiberg, 661. — Cylindres verticaux, 661. — Cylindres horizontaux, 663.	
3. <i>Extraction de l'argent par dissolution aqueuse et précipitation.</i>	664
Procédés dans lesquels l'argent est dissous sous forme de chlorure.	664
Procédé Augustin.	665
Grillage, 666. — Lixiviation du chlorure d'argent, 666; — Cuves de lixiviation, 666. — Appareils de précipitation, 668. — Kapnik, 669; Tajowa, 671. — Four de grillage hongrois, 671.	
Procédé Patera	674
Broken Hill, 676; Cerro Gordo, 677; États-Unis, 677. — Grillage, 678; four Hoffman, 678. — Élimination des combinaisons des métaux non précieux solubles dans l'eau, 679; — Vases à lixiviation, 679; nouvelles cuves de lixiviation, 680. — Dissolution de l'argent par la lessive d'hyposulfite de sodium,	

683. — Précipitation de l'argent dissous dans la lessive d'hyposulfite de sodium, 683. — Traitement du précipité de sulfure d'argent, 687.	
Procédé Kiss	688
Procédé Russel	689
Marsac-Mill, 692.	
Extraction de l'argent de minerais de cuivre soumis à un grillage chlorurant . . .	693
Procédé Ziervogel	694
Mansfeld, 696. — Argo (Colorado), 699.	
III. Extraction de l'argent par voie électrométallurgique	702
Electrolyse du plomb argentifère	702
Procédé de Keith	703
Electrolyse des alliages zinc-argent.	704

MÉTALLURGIE DE L'OR

Propriétés physiques de l'or	705
Propriétés chimiques de l'or et de ses combinaisons	706
<i>Minerais d'or</i>	708
Or natif, 708. — Combinaisons de l'or avec le tellure, 710. — Produits métallurgiques aurifères, 710	

EXTRACTION DE L'OR

1. Extraction de l'or par préparation mécanique	710
2. Extraction de l'or par voie sèche.	714
3. Extraction de l'or par les voies sèche et humide réunies.	715
<i>A. Extraction de l'or par transformation en un alliage or-mercure</i>	<i>715</i>
Amalgamation sans pulvérisation préalable des masses aurifères.	716
<i>a. Sans enrichissement de la teneur en or.</i>	<i>716</i>
Abatage hydraulique des alluvions aurifères en Californie, 716.	
<i>θ. Amalgamation avec enrichissement préalable de la teneur en or.</i>	<i>721</i>
Amalgamation des masses aurifères pulvérisées artificiellement	721
Amalgamation pendant et après la pulvérisation.	721
Amalgamation à l'aide de l'arrastre, 721. — Amalgamation à l'aide de moulins, 722 : — Moulin Huntington, 722 ; moulin de Grawford, 725. — Amalgamation à l'aide de bocards, 726 : bocards californiens, 727 ; Highland Mill, 731 ; Montana Mill, 731 ; Homestake Mill, 734 ; Providence Mill, 735 ; Sierra Buttes Mill, 735 ; Treadwell Mill, 736 ; Vulkoy, 736.	
Amalgamation après pulvérisation des minerais	737
Amalgamation au mortier, 737. — Amalgamation en tonneaux rotatifs, 737. — Amalgamation dans des moulins, 737 : — Moulin de Schemnitz, 738 ; — Amalgamateur Laszlo, 739 ; (Boicza, 740, Ruda, 741). — Amalgamation en chaudières, 742 ; — Idaho Mill (Grass Valley), 742 ; Jay Gould, 742. — Amalgamation à l'aide de plaques amalgamées, 743. — Marysville, 743 ; Eureka-rubber (frottoir Eureka), 744. — Amalgamation à l'aide des appareils dits amalgamateurs, 744 : — Amalgamateur Atwood, 744, Idaho Mill, 744 ; — Amalgamateurs Paul, Crosby, 746, Thenot, Tichenor, Stevenot, Howard, 747.	
Procédé Désignolle.	747
Traitement de l'amalgame d'or.	747
Purification, 747. — Distillation dans des cylindres horizontaux, 747, dans des creusets, 748, dans des cornues, 748.	
<i>B. Extraction de l'or par dissolution aqueuse.</i>	<i>749</i>
Procédé Plattner.	749
Grillage des minerais	751
Action des corps étrangers, 752. — Pertes en or par volatilisation, 752. — Dispositifs de grillage, 753 : — Treadville Mine, 753, Sutter Creak, 753 Amador City, 753, Grass Valley, 754, Nevada City, 754, Deloro Mine, 754.	

Chloruration de l'or et dissolution du chlorure d'or.	754
Chloruration sans mouvement de la masse de minerai avec production du chlore en dehors du vase à chloruration, 755 : — Vases en grès, 755; — Cuves en bois, 756, fixes, 756, suspendues sur tourillons, 757. — Appareils à chlore, 757. — Dissolution du chlorure d'or, 759. — Dissolution du chlorure d'argent des résidus de la chloruration, 760. — Chloruration sans mouvement de la masse de minerai avec production du chlore dans le vase à chloruration, 760 : — Procédé Munktell, 760. — Chloruration avec mouvement de la masse de minerai, 760 : — Procédés Mears, 661, Pollok, 761, Newbery et Vautin, 761, Thies, 762 (Mount Morgan, 763).	
Extraction de l'or de la solution de chlorure d'or.	763
Précipitation de l'or, 763 : — par le sulfate de protoxyde de fer, 763, — cuves de précipitation, 764; — par le charbon de bois, 765; — par l'hydrogène sulfuré (Golden Reward Chlorination works), 765, — appareil à précipitation, 766; — par le sulfure de cuivre, 767.	
Extraction de l'or par le brome.	770
Procédé Wagner, 770; procédé de Denver au Colorado, 771; procédé Lossen, 771.	
Traitement des minerais d'or tellurés.	771
Procédé Mac Arthur-Forrest.	771
Dissolution de l'or.	773
Théorie de la dissolution, 773; procédé de Moldenhauer, 774; action des éléments étrangers, 774; préparation préliminaire des minerais, 775; lixiviation ou cyanuration, 775; vases à lixiviation, 775.	
Précipitation de l'or.	777
Précipitation par le zinc, 777; réactions secondaires, 777; vases à précipitation.	777
Traitement du précipité d'or.	780
Four à réverbère et à mouffes des Simmer and Jack Works, 784; Disposition générale d'une usine pour le traitement des minerais d'or d'après la méthode Mac Arthur-Forrest, 783.	
Modifications du procédé Mac Arthur-Forrest.	783
Inconvénients de l'emploi du zinc pour la précipitation de l'or, 783; procédé Molloy, 783; emploi de l'aluminium, 784; procédé Johnston, 784; précipitation de l'or par électrolyse, 784; disposition générale d'une usine travaillant par électrolyse, 786; procédé P. de Wilde, 787.	
Procédé Mac Arthur-Forrest dans l'Afrique du Sud, 788; schéma du traitement des minerais d'or au Transvaal, 789; broyage à sec, 789; procédé Mac Arthur-Forrest en Australie, 790, à la Nouvelle-Zélande, 790.	
Traitement des slimes.	790
C. <i>Extraction de l'or par transformation en alliages et séparation de l'or d'avec les métaux contenus dans ces alliages.</i>	791
4. <i>Extraction de l'or par voie électrométallurgique.</i>	791
Séparation de l'or des alliages aurifères ou affinage.	791
<i>Affinage par voie sèche.</i>	792
Affinage par le sulfure d'antimoine.	792
Monnaie de Dresde, 793.	
Affinage par le soufre et la litharge.	793
Usine d'Oker, 794.	
Affinage par le soufre seul.	794
Monnaie de St-Petersbourg, 795, de Dehli, 795.	
Affinage par le sel marin ou cémentation.	795
Santa Fé de Bogota, 796.	
Affinage par le gaz chlore ou procédé Miller.	796
Londres, 796; Sydney, 798.	
<i>Affinage par voie humide.</i>	799
Affinage par l'acide azotique (inquarteration).	799
Hatton Garden (Londres), 800; procédé Mason, 800; Monnaies de Philadelphie et de San-Francisco, 800.	
Affinage par l'acide sulfurique.	802
Préparation d'un alliage convenable pour l'affinage et granulation de cet alliage.	803
Dissolution de l'argent de l'alliage à l'aide d'acide sulfurique.	806

Vases à dissolution en fonte, 806, Lautenthal, 807 ; vases à dissolution en porcelaine, 807, Oker, 807.	
Traitement du résidu pour or	810
Lautenthal, 810 ; Freiberg, 811 ; Kremnitz, 812 ; New-York, 812 ; Newark, 813 ; San-Francisco, 813 ; Oker, 813.	
Traitement pour argent de la solution de sulfate d'argent.	814
Freiberg, 815 ; Kremnitz, 815 ; New-York, 816 ; Lautenthal, 816 ; San-Francisco.	817
<i>Affinage par voie électrométallurgique</i>	820
St-Louis, 821 ; Pittsburgh, 822 ; Francfort-sur-le-Main, 822.	
Table alphabétique.	823



TRAITÉ DE MÉTALLURGIE

MÉTALLURGIE DU CUIVRE

Propriétés physiques du cuivre¹.

Le cuivre se distingue de tous les autres métaux par une couleur rouge particulière. Sur la cassure fraîche du cuivre pur, cette couleur varie du rouge rosé au rouge jaune, tandis que, si le métal renferme de l'oxydure de cuivre, elle passe au rouge pourpre.

La cassure du cuivre coulé est grenue-crochue, finement cristalline, mais si le cuivre a été forgé et laminé, elle est fibreuse et offre un éclat soyeux rouge clair.

Le cuivre cristallise dans le système régulier. Son poids spécifique est, suivant *Marchand et Scheerer*, égal à 8,940 pour le métal cristallisé pur, à 8,914 pour le cuivre précipité par voie galvanique, à 8,921 pour le cuivre fondu, à 8,952 pour le cuivre laminé et forgé. D'après *Hampe*, le poids spécifique du cuivre pur et tout à fait compact est, à 0° dans le vide et l'eau étant prise pour unité à 4°, égal à 8,945. Le cuivre ordinaire du commerce est plus ou moins poreux et, suivant *Hampe*, son poids spécifique oscille entre 8,2 et 8,5.

Le cuivre possède une grande dureté et une grande ténacité et il est en outre si malléable qu'il peut être réduit en lamelles et en fils d'une minceur et d'une finesse extrêmes. Le martelage et le laminage à la température ordinaire le rendent plus dur, mais lorsqu'on le chauffe jusqu'au point de fusion de l'étain il reprend sa malléabilité.

La conductibilité du cuivre pour la chaleur est 898, celle de l'or étant 1000.

Sa conductibilité électrique est 93,08, celle de l'argent étant 100.

La soudabilité du cuivre (c'est-à-dire la propriété de se souder à lui-même), qui se produit au rouge clair, n'est que très-faible.

Le point de fusion du cuivre n'a pas encore été déterminé avec une certitude suffisante. Il se trouve entre 1000 et 1200°. D'après les recherches de *Violle*, le cuivre fond à 1054°.

¹ Voy. les recherches classiques de Hampe : *Zeitschr. für Berg-Hütten- und Salinenwesen im Preuss. Staate*, 1873, XXI, 248; 1874, XXII, 93; 1876, XXIV, 6. — *Chemikerzeitung*, 1892, XVI, n° 42.

Le cuivre fondu est fluide et il possède une couleur vert de mer. Avant la fusion, il devient si cassant qu'il peut être réduit en fragments et pulvérisé.

A une haute température (au chalumeau à gaz oxy-hydrogène et, d'après les recherches de *C. W. Siemens*, dans l'arc voltaïque), il est volatil et brûle dans l'air avec une flamme verte.

Le cuivre offre la propriété, lorsqu'on le coule, de monter dans les moules et de devenir poreux. Ce n'est qu'en prenant des précautions particulières qu'on peut obtenir un produit dense (coulage à une température aussi basse que possible; addition de plomb avant le coulage; coulage dans une atmosphère d'acide carbonique). Ce phénomène est dû à la propriété que possède le cuivre fondu d'absorber certains gaz et de les laisser se dégager à mesure que la température s'abaisse. La faculté d'absorption du cuivre pour l'oxyde de carbone, l'hydrogène et l'acide sulfureux a été démontrée avec certitude par les recherches de *Hampe*. On ne possède pas encore de renseignements suffisants sur la faculté d'absorption du cuivre pour les hydrocarbures. On sait toutefois, d'après les recherches effectuées récemment (1893) par *Hampe*, que l'éthane n'est pas absorbé tel quel par le cuivre, mais qu'il subit une dissociation à la température de fusion de ce métal; le carbone se sépare, tandis que l'hydrogène est absorbé par le cuivre. *Hampe* a aussi démontré que le méthane se comporte comme l'éthane en présence du cuivre liquide. Les gaz dont il vient d'être question sont contenus dans les gaz des foyers et dans ceux qui se forment lors du perchage pendant l'opération du raffinage du cuivre, ou bien quelques-uns d'entre eux, dans le cas de la présence de certains corps dans le cuivre fondu, se dégagent du métal lui-même. Dans les gaz des foyers, il peut y avoir de l'oxyde de carbone et de l'acide sulfureux, tandis que les gaz du perchage contiennent de l'hydrogène, de l'oxyde de carbone (et des hydrocarbures). Les gaz qui peuvent se dégager directement du cuivre fondu sont l'acide sulfureux et l'oxyde de carbone. L'acide sulfureux se forme par l'action de protoxyde de cuivre sur du sulfure de cuivre, l'oxyde de carbone par l'action de carbone ou d'hydrocarbures sur du protoxyde de cuivre. Les gaz absorbés sont expulsés du cuivre fondu par le plomb et l'acide carbonique. La vapeur d'eau agit comme l'acide carbonique.

La pureté du cuivre du commerce est fréquemment altérée par des corps étrangers. Une grande partie de ces derniers, même en faible quantité, agit défavorablement sur les qualités qui rendent ce métal précieux. Il est donc important de connaître l'influence des éléments étrangers contenus dans le cuivre sur les propriétés de celui-ci.

L'oxydure de cuivre a la propriété de se mélanger par fusion en toutes proportions avec le cuivre. Il se rencontre en quantité considérable dans le cuivre dit *suraffiné*. Ainsi, *Rammelsberg* a trouvé dans un cuivre suraffiné avec intention 15 à 19 p. 100 d'oxydure et *Eggertz* 23 à 24 p. 100 dans un cuivre suédois suraffiné. De faibles quantités d'oxydure sont sans influence nuisible sur les propriétés du cuivre; de grandes quantités rendent au contraire le métal cassant à froid et, dès qu'elles dépassent certaines limites, le cuivre devient même cassant à chaud. *Hampe* a constaté que l'influence de l'oxydure ne commençait à se faire sentir que lorsque le cuivre en renfermait 0,45 p. 100; le métal offrait alors une ténacité moindre, mais sa malléabilité n'avait pas diminué. Ce n'est qu'avec une teneur de 0,9 p. 100 d'oxydure qu'il remarqua une légère diminution de la malléabilité à froid, mais non à chaud. Avec 2,25 p. 100 d'oxydure, il constata une forte diminution de la malléabilité à froid, mais le métal n'était pas encore cassant à

chaud. Un pareil cuivre pouvait encore être employé aux mêmes usages que le cuivre raffiné fondu ordinaire. Le métal ne devint nettement cassant à chaud qu'avec une teneur en oxydure de 6,7 p. 100.

Le *fer* ne forme pas d'alliage véritable avec le cuivre, il ne fait que se disséminer irrégulièrement dans la masse de ce dernier. Les faibles quantités de fer qui se trouvent dans un grand nombre de cuivres n'exercent aucune influence nuisible sur les propriétés du métal. De grandes quantités au contraire rendraient le cuivre cassant à chaud et à froid. Toutefois, on ne possède aucune indication satisfaisante sur ce point, ainsi que sur le mode d'action de proportions différentes des deux métaux.

L'*étain* s'allie avec le cuivre, dont il diminue la ductilité. D'après *Ledebur*¹, la malléabilité du cuivre n'est beaucoup amoindrie que lorsque la teneur en étain s'élève à 1 p. 100.

Le *zinc* s'allie également avec le cuivre et diminue sa malléabilité à chaud. Un alliage de zinc et de cuivre avec une teneur en zinc supérieure à 20 p. 100 est moins malléable que le cuivre à toutes les températures.

Le *plomb* se mélange par fusion avec le cuivre dans les proportions les plus différentes, mais en chauffant faiblement l'alliage il peut être séparé en majeure partie de ce dernier par ressuage.

D'après les recherches de *Hampe*, le cuivre avec une teneur en plomb de 0,15 p. 100 n'éprouve aucune modification relativement à la ductilité et à la malléabilité. Le métal devient au contraire un peu cassant à chaud avec une teneur en plomb de 0,3 p. 100, et si celle-ci s'élève à 0,4 p. 100 il est aussi un peu cassant à froid. Avec 1 p. 100 de plomb, le cuivre ne peut plus être travaillé.

La combinaison d'*oxydure de cuivre* et de *protoxyde de plomb* ($2\text{Cu}^2\text{O}$, PbO) est, d'après *Hampe*, beaucoup moins nuisible que le plomb. Le cuivre peut contenir jusqu'à 1,45 p. 100 de cette combinaison sans que le métal devienne cassant à chaud, tandis qu'il le devient à un très-haut degré après la réduction des oxydes à l'état métallique, même si ces derniers sont en quantité beaucoup plus faible.

Le *bismuth* est l'élément le plus nuisible, des quantités même très-faibles de ce métal rendant le cuivre impossible à travailler. D'après les recherches de *Hampe*, le cuivre devient cassant à chaud dès qu'il renferme seulement 0,02 p. 100 de bismuth et il le devient à froid avec 0,03 p. 100. Avec 0,1 p. 100 de bismuth, le cuivre se réduit en fragments lorsqu'on le martelle au rouge. La présence d'une certaine quantité d'antimoine à côté du bismuth rend le cuivre moins cassant à froid.

L'*oxyde de bismuth* qui est absorbé mécaniquement par le cuivre agit comme le bismuth métallique, mais il rend le cuivre beaucoup moins cassant à froid que ne le fait le bismuth. La propriété d'être cassant à froid est encore amoindrie, si l'oxyde de bismuth est combiné avec de l'oxydure de cuivre.

L'*arsenic* en petite quantité n'exerce pas d'action nuisible sur les propriétés du cuivre. On croyait autrefois que même 1/1000 d'arsenic dans le cuivre rendait celui-ci cassant à chaud et à froid, mais, suivant *Hampe*, une teneur en arsenic de 0,5 p. 100 n'exerce aucune action nuisible sur les propriétés du cuivre. D'après les recherches de cet auteur, ce n'est qu'avec une teneur de 1 p. 100 que le cuivre devient légèrement cassant à chaud, mais non à froid. Des expériences récentes ont montré à *Hampe* que le cuivre avec 0,8 p. 100 d'arsenic peut être étiré en

¹ *Die Verarbeitung der Metalle auf mechanischen Wege.*

fils d'une finesse extrême ; de petites quantités d'arsenic (0,216 p. 100) augmentent même la ténacité du cuivre, tandis qu'elles diminuent son pouvoir conducteur pour le courant électrique. Une faible teneur en arsenic agit favorablement, suivant *Stahl*¹, en ce sens qu'elle empêche le cuivre de devenir poreux.

L'*antimoine* en petites quantités n'exerce pas d'action nuisible sur le cuivre. D'après d'anciennes indications, même 1/1000 d'antimoine agirait défavorablement sur les propriétés du cuivre et le rendrait impropre à la fabrication des fils et de feuilles de laiton, mais les expériences de *Hampe* ont montré qu'on peut obtenir des fils d'une finesse extrême avec du cuivre contenant 0,529 p. 100 d'antimoine, tout aussi bien qu'avec du cuivre pur.

Avec une teneur en antimoine de 1 p. 100, le cuivre devient, d'après *Hampe*, très cassant à chaud, tandis qu'une teneur égale en arsenic ne le rend que faiblement cassant à chaud. Comme cela a lieu avec l'arsenic, de petites quantités d'antimoine (0,260 p. 100) augmentent la ténacité du cuivre, tandis qu'elles diminuent sa conductibilité électrique.

De petites quantités de *nickel* ne semblent pas avoir d'influence nuisible sur les propriétés du cuivre. D'après d'anciennes indications², une teneur en nickel allant jusqu'à 0,3 p. 100 n'agirait pas défavorablement. De nouvelles expériences sur ce point font encore défaut. D'après les recherches de *Hampe*, la présence simultanée de nickel et d'antimoine, jusqu'à une teneur totale de 0,3 p. 100, ne nuit pas à la malléabilité du cuivre à froid.

Le *tellure*, qui a été trouvé par *Egleston* dans des cuivres américains, rend, d'après cet auteur, le métal cassant à chaud, même s'il n'existe qu'en très petite quantité.

D'après les recherches de *Hampe*, le *silicium* rend le cuivre dur, sans diminuer, la teneur du métal en silicium allant jusqu'à 3 p. 100, sa ductilité et sa malléabilité. Avec 6 p. 100 de silicium, le cuivre s'est montré cassant, et avec 8 p. 100 il se laissait pulvériser facilement et avec 11,7 p. 100 il était aussi fragile que le verre. La conductibilité électrique du cuivre est diminuée par des quantités même faibles de silicium (0,52 p. 100).

Le *soufre* se rencontre très fréquemment dans le cuivre impur sous forme de sous-sulfure de cuivre (Cu²S). Suivant *Hampe*, il rend le métal cassant à froid. Le cuivre avec une teneur en soufre de 0,25 p. 100 était encore assez malléable, tandis qu'avec 0,5 p. 100 il devenait très cassant à froid, mais pas encore à chaud.

Le *carbone*, d'après les recherches de *Hampe*, n'est pas généralement absorbé par le cuivre.

Jusqu'à l'année 1874, on pensa, suivant l'opinion de *Karsten*, que le cuivre fondu pouvait absorber du carbone et que ce dernier agissait défavorablement sur les propriétés du métal. Le cuivre absorbait, croyait-on, cet élément pendant l'opération du raffinage, par suite d'un perchage trop prolongé.

Hampe a montré que le cuivre qui a subi un trop long perchage, le cuivre dit *overpoled* (*surperché*) dans les usines anglaises, ne contient pas de carbone combiné et que les mauvaises qualités des cuivres surperchés peuvent provenir aussi bien de la réduction à l'état métallique de certains oxydes et sels dissous

¹ *Inaugural-Dissertation*, Tübingen 1886.

² *Platner-Richter, Allegem. Hüttenkunde*, p. 142.

dans le cuivre (oxydure de cuivre et protoxyde de plomb, oxyde de bismuth, *antimoniate de bismuth*, arséniate de plomb) que de l'absorption des gaz du perchage (oxyde de carbone, hydrogène) par le cuivre.

Le *phosphore* se mélange facilement au cuivre par fusion. De faibles quantités de cet élément n'ont pas d'action nuisible sur les propriétés du cuivre. De grandes quantités (plus de 0,5 p. 100) le rendent cassant à chaud.

Sels. Le cuivre fondu offre la propriété de dissoudre certains sels métalliques, qui en grandes quantités agissent défavorablement sur ses propriétés. Mais l'effet nuisible de certains sels est beaucoup plus faible que celui des métaux qui s'en séparent par réduction. Le cuivre dans lequel, pendant le raffinage, des sels ont été réduits à l'état métallique (par suite d'un perchage trop prolongé) est pour cette raison beaucoup plus défectueux que celui qui renferme ces sels non encore décomposés. Les sels dont il s'agit sont, d'après les recherches de *Hampe*, l'antimoniate et probablement aussi l'arséniate de bismuth, l'arséniate et peut-être aussi l'antimoniate de plomb, ainsi que l'antimoniate de cuivre. Certains sels agissent tels quels plus défavorablement sur les propriétés du cuivre que leurs métaux devenus libres par réduction. Ce sont l'arséniate de cuivre et le cuivre micacé, un antimoniate de cuivre et de nickel.

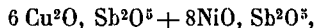
D'après *Hampe*, l'*antimoniate de bismuth* n'agit défavorablement sur le cuivre que lorsque ce dernier en renferme 0,7 p. 100 ; le métal devient alors cassant à chaud et à froid. Si, au contraire, le sel est réduit, de faibles quantités suffisent pour rendre le cuivre cassant à chaud. L'antimoine séparé du sel atténue l'action du bismuth, qui rend le métal cassant à froid.

L'*arséniate de plomb* est dissous par le cuivre fondu comme le protoxyde de cuivre. D'après *Hampe*, une teneur en arséniate de plomb de 0,657 p. 100 ne rendait le cuivre que très peu cassant à chaud, tandis qu'après la réduction du sel le métal devenait cassant à froid et très cassant à chaud.

L'*antimoniate de cuivre*, en petite quantité, n'influence pas défavorablement les propriétés du cuivre. Tandis qu'avec une teneur en antimoine de 0,5 p. 100 le cuivre tend à devenir cassant à chaud, une teneur en antimoniate de cuivre correspondant à 0,5 p. 100 d'antimoine ne le rendait cassant, d'après *Hampe*, ni à froid ni à chaud. Relativement à la malléabilité, un pareil cuivre était même supérieur à la plupart des cuivres du commerce.

Suivant *Hampe*, une teneur en *arséniate de cuivre* de 0,4 p. 100 n'agit pas d'une manière notable sur les propriétés du cuivre. Avec une teneur plus élevée, celui-ci devint au contraire cassant à froid et, avec 2 p. 100, il était cassant à chaud. La réduction du sel améliora les propriétés du cuivre, de sorte que ce dernier avec 0,5 p. 100 d'arsenic ne se montrait cassant ni à froid ni à chaud.

Le *cuivre micacé* est un antimoniate de cuivre et de nickel, qui a pour formule :



d'après *Hampe*. Ce sel se présente en lamelles jaunes à éclat métallique, qui se trouvent déposées à la surface et à l'intérieur d'un grand nombre de cuivres (cuivres affinés).

Une teneur en cuivre micacé de 0,726 p. 100 ne diminue que la ténacité, mais non la ductilité du cuivre à chaud et à froid. Avec 1,44 p. 100 de cuivre micacé, le métal était cassant à froid. Après la réduction du cuivre micacé, le cuivre se montrait aussi malléable à froid que le cuivre pur, seulement il était plus dur.

Gaz. L'oxyde de carbone, l'acide sulfureux et l'hydrogène sont absorbés par le

cuivre liquide et ils restent sous forme de bulles pendant la solidification de ce dernier. C'est pour cela qu'ils donnent lieu à la production de petites cavités ou lacunes dans la masse du métal travaillé à chaud et à froid.

Propriétés chimiques du cuivre.

Dans l'air sec, le cuivre ne s'altère pas à la température ordinaire. Dans l'air humide, il se recouvre, en présence d'acide carbonique, d'une couche mince de carbonate de cuivre basique (vert-de-gris). Si on le chauffe jusqu'au rouge au contact de l'air, il se recouvre d'une couche noir gris de bioxyde et d'oxydure de cuivre (cendre de cuivre, battitures de cuivre). Le bioxyde de cuivre forme la partie extérieure de la couche, tandis que la partie intérieure est de l'oxydure. Ce dernier, par un chauffage prolongé au rouge, se transforme également en bioxyde. La cendre de cuivre se détache facilement du métal, lorsqu'on courbe celui-ci ou qu'on le refroidit en le plongeant dans l'eau.

Le cuivre n'est pas attaqué par l'eau exempte d'air et par l'eau de chaux ; mais en présence d'air, il est oxydé par l'eau contenant des alcalis, des acides ou différents sels.

Le cuivre se dissout facilement dans l'acide azotique, l'eau régale et l'acide sulfurique concentré bouillant. Il n'est dissous par l'acide sulfurique dilué qu'en présence d'air. Il se dissout lentement dans l'acide chlorhydrique en présence d'air.

De tous les métaux, c'est le cuivre qui offre la plus grande affinité pour le soufre et c'est pour cela qu'il se combine avec une énergie particulière avec cet élément.

Si l'on emploie du cuivre impur comme anode du circuit électrique, une solution de cuivre convenablement acidifiée (une solution de sulfate de cuivre mélangée d'acide sulfurique) comme électrolyte et une plaque de cuivre comme cathode, on peut avec une intensité de courant convenable précipiter à la cathode le cuivre à l'état de purté.

Réactions chimiques des combinaisons du cuivre ¹.

Oxydure ou protoxyde de cuivre (Cu²O).

Le protoxyde de cuivre est fusible au rouge. Il se mélange par fusion en toutes proportions avec le cuivre métallique.

A l'état pulvérulent, il peut être transformé en bioxyde par chauffage au rouge, au contact de l'air. Il est facilement réduit à l'état métallique par le charbon, l'oxyde de carbone, l'hydrogène et les hydrocarbures. Il se combine à l'acide silicique, avec lequel il forme des silicates.

Il se mélange par fusion avec l'oxyde de plomb, en donnant une masse facilement fusible.

Si l'on chauffe de l'oxydure de cuivre avec du sulfure de cuivre (Cu²S) en proportions équivalentes, tout le cuivre des deux combinaisons se sépare avec dégagement d'acide sulfureux. Si la quantité de l'oxydure est trop faible par rapport à celle du sulfure, une partie de ce dernier n'est pas décomposée.

¹ Il ne sera question ici que des réactions importantes à connaître pour l'extraction du cuivre,

Si l'on chauffe du protoxyde de cuivre avec du sulfure de fer (FeS) en proportions équivalentes, le cuivre se sépare à l'état métallique, tandis que le fer est transformé en protoxyde, et le soufre se dégage sous forme d'acide sulfureux. Si la quantité de l'oxydule de cuivre est trop faible par rapport à celle du sulfure de fer, il se forme, avec certaines proportions des deux corps, du sous-sulfure de cuivre, du protoxyde de fer et de l'acide sulfureux. Si les proportions relatives du protoxyde de cuivre et du sulfure de fer sont encore plus défavorables, une partie de ce dernier reste indécomposée (ou à un degré de sulfuration inférieur) et se combine avec le sulfure de cuivre, en donnant naissance à une matte. On obtient alors une matte de cuivre, du protoxyde de fer et de l'acide sulfureux.

Le protoxyde de cuivre est transformé par l'acide azotique en bioxyde et ensuite dissous.

L'acide sulfurique le décompose en bioxyde de cuivre et cuivre. Le bioxyde est dissous.

L'acide chlorhydrique dissout l'oxydule de cuivre, en le transformant en protochlorure. De la dissolution, le protochlorure de cuivre peut être séparé par addition d'eau sous forme d'une poudre blanche.

L'ammoniaque dissout le protoxyde de cuivre en un liquide incolore, qui à l'air devient bleu, par suite de la formation d'ammoniaure de cuivre.

Bioxyde de cuivre (CuO).

Le bioxyde de cuivre est infusible. Il fond avec le protoxyde de plomb en donnant une scorie. Il fond également avec le plomb. D'après Karsten, il se forme alors, suivant les proportions des deux corps, une combinaison de protoxyde de plomb et d'oxydule de cuivre ou un alliage de cuivre et de plomb, avec une scorie contenant de l'oxydule de cuivre.

Il est facilement réduit à l'état métallique par le charbon, l'oxyde de carbone, l'hydrogène et les hydrocarbures.

Avec l'acide silicique il donne, d'après les recherches de Percy et de Knapp, en présence de gaz réducteurs, une scorie rouge de sang, formée principalement de protoxyde de cuivre. Si l'on supprime l'accès des gaz réducteurs (de la flamme ou du four), il se produit une masse demi-fondue, opaque, rouge brun intérieurement et noire à la surface.

Si l'on chauffe du bioxyde de cuivre avec du sulfure de cuivre (Cu²S) en proportions convenables, tout le cuivre des deux combinaisons, comme lorsqu'on chauffe de l'oxydule de cuivre avec du sulfure de cuivre, se sépare avec dégagement d'acide sulfureux. Si la quantité du bioxyde de cuivre est plus faible que ne l'exige cette réaction, il se forme, avec certaines proportions, du cuivre, du protoxyde de cuivre et de l'acide sulfureux, tandis que, si le bioxyde de cuivre reste au-dessous d'une certaine limite, une partie du sulfure n'est pas décomposée.

Si l'on chauffe du bioxyde de cuivre avec du sulfure de fer, en employant des proportions convenables des deux corps, le cuivre, comme lors de la réaction de l'oxydule de cuivre sur le sulfure de fer, est séparé à l'état métallique, le fer transformé en protoxyde et le soufre volatilisé sous forme d'acide sulfureux. Si la quantité du fer est plus faible que ne l'exige la décomposition indiquée, il se forme du sous-sulfure de cuivre, du protoxyde de fer et de l'acide sulfureux, et, si les proportions relatives du bioxyde de cuivre et du sulfure de fer sont encore plus défavorables, il se produit un composé de sulfure de fer et de sulfure de cuivre (matte de cuivre), du protoxyde de fer et de l'acide sulfureux.

Le bioxyde de cuivre se dissout facilement dans les acides, ainsi que dans l'ammoniaque et les sels ammoniacaux.

Le bioxyde de cuivre est transformé par une solution de protochlorure de fer en protochlorure et bichlorure de cuivre, avec séparation de peroxyde de fer. Il est converti par une solution de perchlorure de fer en bichlorure de cuivre, avec dépôt de peroxyde de fer.

Le sulfate de peroxyde de fer transforme le bioxyde de cuivre en sulfate, en formant du sulfate de peroxyde de fer basique ou séparant du peroxyde de fer. Le bioxyde de cuivre est converti par le sulfate de protoxyde de fer en sulfate de cuivre, avec formation de peroxyde de fer basique.

Les carbonates du cuivre se comportent comme le bioxyde de cuivre.

Silicates de cuivre.

Le cuivre est séparé à l'état métallique de ses silicates par chauffage de ceux-ci avec du charbon, en présence d'une base forte (FeO ou CaO).

Les silicates de cuivre et le sulfure de fer se transforment à chaud en sulfure de cuivre et silicates de fer.

Les silicates de cuivre mêlés en proportions convenables avec du fer se transforment, à la température de fusion du mélange, en silicate de fer et cuivre.

Sulfures de cuivre.

Des deux combinaisons sulfurées du cuivre, le sous-sulfure, Cu_2S , offre seul une importance particulière au point de vue métallurgique. Le protosulfure de cuivre, CuS , n'est pas fixe, car il se dédouble, lorsqu'on le chauffe, en sous-sulfure de cuivre et soufre.

Le sous-sulfure de cuivre est plus facilement fusible que le cuivre et il fond avec d'autres sulfures métalliques, même avec les sulfures de baryum et de calcium, en donnant des masses homogènes, désignées sous le nom de *matte*s.

Si l'on grille du sulfure de cuivre au contact de l'air (grillage oxydant), une partie du soufre se dégage à l'état d'acide sulfureux, tandis que le cuivre est oxydé. Une autre partie de l'acide sulfureux dégagé se transforme en acide sulfurique et produit du sulfate de cuivre. Par un chauffage plus intense, le sulfate de cuivre est décomposé en bioxyde de cuivre et acide sulfurique ou acide sulfureux et oxygène. En prolongeant le grillage pendant un temps suffisant et employant la température nécessaire, on obtient du bioxyde de cuivre, d'autres fois un mélange d'oxydure (qui s'est formé aux dépens du bioxyde par réduction par l'acide sulfureux), de bioxyde, de sulfate et de sulfure de cuivre non décomposé.

Si l'on soumet au grillage oxydant des combinaisons ou un mélange de sulfure de cuivre et de sulfure de fer, on obtient, l'opération étant conduite convenablement, un mélange de bioxyde de cuivre et de peroxyde de fer. Si l'on interrompt le grillage avant l'élimination du soufre, on obtient un mélange d'oxydes, de sulfates et de composés sulfurés du cuivre et du fer.

Si l'on grille du sulfure de cuivre avec des corps cédant du chlore, comme le chlorure de sodium, le chlorure de magnésium, les sels de déblais (grillage chlorurant), le cuivre est transformé en bichlorure et, mais dans une faible proportion, en protochlorure, tandis que des sulfates des métaux primitivement à l'état de chlorures prennent naissance et qu'une partie de l'acide sulfureux et de l'acide chlorhydrique se dégage.

En grillant du sulfure de cuivre avec des sulfates du fer ou de la pyrite, on

peut transformer partiellement le cuivre en sulfate. Chauffé avec de l'azotate de fer, le sulfure de cuivre peut être converti en sulfate.

Si l'on chauffe du sulfure de cuivre avec des oxydes du cuivre, il se produit les réactions précédemment indiquées pour l'oxydure et le bioxyde de cuivre. Si le sulfure de cuivre est combiné avec du sulfure de fer, les oxydes du cuivre agissent aussi sur le sulfure de fer, comme il a été dit précédemment.

Si l'on chauffe avec du charbon et de l'acide silicique un mélange d'oxydes et de composés sulfurés du cuivre et du fer renfermant encore assez de soufre pour transformer le cuivre en sulfure, tout le cuivre se combine avec le soufre, tandis que le fer s'unit à l'acide silicique à l'état de protoxyde. S'il y a plus de soufre qu'il n'en faut pour combiner le cuivre, il reste avec le fer, et il se forme une combinaison de sulfure de cuivre et de sulfure de fer ou matte de cuivre. Le silicate de cuivre qui a pu se produire en même temps se transforme avec le sulfure de fer en sulfure de cuivre et silicate de fer.

Si à travers du sulfure de cuivre en fusion on fait passer un courant d'air forcé, le cuivre se sépare et il se dégage de l'acide sulfureux.

Si, en présence d'acide silicique, on fait passer un courant d'air forcé à travers une combinaison de sulfure de cuivre et de sulfure de fer (matte de cuivre), le cuivre est séparé à l'état métallique, le fer transformé en silicate (scorie) et le soufre volatilisé sous forme d'acide sulfureux.

D'une matte riche en cuivre, on peut de cette manière séparer et scorifier la majeure partie du fer et obtenir le cuivre sous la forme d'une matte pauvre en fer.

Lorsqu'on chauffe de l'oxyde de plomb avec du sulfure de cuivre, il se dégage de l'acide sulfureux, du plomb métallique devient libre et il se forme de l'oxydure de cuivre mélangé à de l'oxyde de plomb. Cependant, d'après *Percy*, cette réaction n'est complète que lorsque la quantité de l'oxyde de plomb est vingt fois celle du sulfure de cuivre.

Le plomb métallique ne décompose pour ainsi dire pas du tout le sulfure de cuivre.

Le fer métallique ne décompose que partiellement le sulfure de cuivre, en formant, lorsqu'on fond ensemble les deux corps, outre un régule métallique composé de cuivre et de fer, une matte de cuivre ferrugineuse.

Le zinc ne décompose aussi que partiellement le sulfure de cuivre ; si l'on fond les deux corps ensemble, on obtient toujours, à côté de cuivre contenant du zinc, une grande quantité de matte zincifère.

L'étain et l'antimoine se comportent comme le zinc.

D'après *Berthier*, le charbon réduirait partiellement le sulfure de cuivre à une haute température, en dégageant de l'hydrogène sulfuré.

Suivant *Berthier* et *H. Rose*, l'hydrogène n'attaquerait pas le sulfure de cuivre. Au contraire, d'après les recherches récentes de *Hampe*, le sulfure de cuivre peut être transformé au rouge lentement, mais complètement et avec dégagement d'hydrogène sulfuré, en cuivre métallique par le gaz hydrogène.

La vapeur d'eau, au rouge, ne décompose que très peu le sulfure de cuivre ; mais au rouge blanc, le cuivre est séparé du sulfure de cuivre avec dégagement d'hydrogène sulfuré. D'après *Knapp*, l'oxygène de l'eau mis en liberté se combine avec le cuivre en formant du bioxyde de cuivre, qui avec le sulfure de cuivre encore présent donne du cuivre et de l'acide sulfureux.

Suivant *Hampe*, l'acide carbonique peut, au rouge intense, transformer peu à

peu le sulfure de cuivre en cuivre, en dégageant de l'acide sulfureux et de l'oxyde de carbone.

D'après *Hampe*, l'oxyde de carbone ne réagit pas au rouge sur le sulfure de cuivre.

Le sous-sulfure de cuivre est converti en protochlorure par une solution de perchlorure de fer, avec formation de protochlorure de fer et séparation de soufre.

Le protosulfure de cuivre est transformé en bichlorure, avec production de protochlorure de fer et séparation de soufre.

Si l'on traite le sulfure de cuivre par du protochlorure de fer et de l'acide chlorhydrique en présence de l'air, le cuivre est converti en bichlorure, protochlorure et sulfate, et en même temps il se forme du sulfate de fer.

Le sulfure de cuivre peut être transformé en sulfate par une solution de sulfate de peroxyde de fer, avec production de sulfate ferreux.

Le sulfure de cuivre est décomposé par une solution de bichlorure de cuivre, de telle façon qu'il se forme du protochlorure de cuivre et qu'il se sépare du soufre.

Si l'on emploie comme anode du circuit électrique du sulfure de cuivre ou une combinaison de sulfure de cuivre et de sulfure de fer, une matie, comme électrolyte une solution de sulfate de cuivre acidifiée par l'acide sulfurique, et comme cathode une plaque de cuivre, on peut, avec une intensité de courant convenable, précipiter le cuivre à la cathode, tandis que le soufre se sépare à l'anode et que le fer passe dans l'électrolyte.

Sulfate de cuivre ($\text{CuSO}_4 + 5\text{H}_2\text{O}$).

Le sulfate de cuivre cristallisé se dissout dans 4 parties d'eau froide. A 100°, il perd 4 molécules d'eau, à 200°, toute son eau. Au rouge intense (rouge clair), il se décompose en bioxyde de cuivre et acide sulfurique ou acide sulfureux et oxygène.

Si l'on chauffe du sulfate de cuivre avec du charbon, le cuivre se sépare au rouge sombre, avec formation d'acide carbonique et d'acide sulfureux ; à une température plus élevée, de l'acide carbonique et du sulfure de cuivre prennent naissance.

Chauffé avec du sous-sulfure de cuivre, il se comporte comme l'oxydule et le bioxyde de cuivre. Il est probable que la majeure partie du sulfate, avant que l'on ait atteint la température de la réaction, est déjà transformée en bioxyde et que, par suite, c'est surtout sur ce dernier que porte la réaction.

Le cuivre peut être précipité des solutions de sulfate de cuivre à l'état métallique, par le zinc et le fer, sous forme de sulfure par l'hydrogène sulfuré et les sulfures alcalins.

Le courant électrique précipite à la cathode le cuivre d'une solution de sulfate de cuivre, tandis que le radical acide se rend à l'anode. S'il se trouve à l'anode, qui est insoluble, du sulfate ferreux en dissolution, celui-ci est transformé par l'anion (SO_4) en sulfate ferrique.

Protochlorure de cuivre (Cu^2Cl^2).

Le protochlorure de cuivre est très peu soluble dans l'eau. Mais il se dissout facilement dans l'acide chlorhydrique, le chlorure de sodium, le chlorure de potassium, le chlorure de calcium, le chlorure de magnésium, le protochlorure de fer, le chlorure de zinc et les protochlorures de manganèse et de cobalt.

Des solutions de protochlorure de cuivre, on peut précipiter le cuivre à l'état

métallique par le fer et le zinc, à l'état de sulfure par l'hydrogène sulfuré, ainsi que par les sulfures alcalins et alcalino-terreux, et sous forme d'oxydure par l'hydroxyde de calcium.

On peut, au moyen du courant électrique, séparer à la cathode le cuivre des solutions de protochlorure de cuivre, tandis que le chlore se rend à l'anode. S'il se trouve à l'anode du protochlorure en dissolution, il est transformé par le chlore séparé en bichlorure.

Bichlorure de cuivre (CuCl²).

Le bichlorure de cuivre se dissout facilement dans l'eau.

Il s'unit en différentes proportions avec le bioxyde de cuivre en formant des oxychlorures.

De la solution du bichlorure de cuivre, le cuivre est précipité par le cuivre et le zinc à l'état métallique, par l'hydrogène sulfuré ainsi que par les sulfures alcalins et alcalino-terreux sous forme de sulfure de cuivre et par l'hydroxyde de calcium à l'état d'hydroxyde de cuivre.

Si l'on fait passer un courant d'acide sulfureux dans une solution de bichlorure de cuivre, il se précipite du protochlorure de cuivre.

Le courant électrique sépare le cuivre à la cathode, le chlore à l'anode.

Minerais de cuivre.

Les *minerais de cuivre* les plus importants sont les suivants :

Cuivre natif.

Le cuivre natif se trouve en grandes quantités au Lac Supérieur, dans l'Etat de Michigan, et à Santa-Rita, dans le Nouveau-Mexique (Amérique du Nord). Il a en outre été rencontré en grande quantité au Chili (sous forme de sable ou barille de cuivre, avec 60-90 p. 100 de cuivre) et dans l'Australie méridionale (Burra-Burra).

Cuivre oxydulé ou cuivre oxydé rouge (Cu²O).

Ce minerai contient 88,8 p. 100 de cuivre.

On le trouve en grande quantité au Nouveau-Mexique (Santa-Rita) et dans l'Arizona (Clifton). Il était autrefois très abondant dans l'Australie méridionale (Burra-Burra). Il a été aussi rencontré au Chili, dans la Colombie et en Russie (Perm). Le *cuivre oxydulé ferrifère* (le *Ziegelerz* des Allemands) est un mélange intime de cuivre oxydé rouge et de fer oxydé brun terreux.

Cuivre oxydé noir ou pélokonite (CuO).

Le cuivre oxydé noir renferme 79,8 p. 100 de cuivre. Ce minéral se trouve rarement à l'état pur ; il est ordinairement mélangé avec du peroxyde de fer et de l'oxyde manganique. De même que le cuivre oxydulé, c'est le produit de la décomposition de combinaisons sulfurées du cuivre. Il a été rencontré en grandes quantités dans le Tennessee, la Caroline du Nord et la Virginie (Etats-Unis de l'Amérique du Nord).

Malachite (Cu²CO³ + H²O).

Ce minerai renferme 57,33 p. 100 de cuivre, et c'est ordinairement un produit de la décomposition de combinaisons sulfurées du cuivre.

Il a été trouvé en grandes quantités dans l'Oural, dans l'Amérique du Sud (Chili), dans l'Australie méridionale (Burra-Burra), et aussi, dans ces derniers temps, au Nouveau-Mexique et dans l'Arizona (États-Unis de l'Amérique du Nord).

Azurite ($2\text{CuCO}_3 + \text{CuII}^2\text{O}^3$).

L'azurite contient 55,16 p. 100 de cuivre et est, comme la malachite, un produit de la décomposition de combinaisons sulfurées du cuivre.

On la rencontre ordinairement avec la malachite, mais on ne l'a jamais extraite en masses aussi abondantes que cette dernière. Des gisements existaient ou existent encore à Chessy, près Lyon, dans le Banat, la Sibérie, l'Oural. On a trouvé récemment l'azurite avec la malachite dans l'Arizona et le Nouveau-Mexique.

Cuivre pyriteux ou chalcopyrite ($\text{Cu}^2\text{S} + \text{Fe}^2\text{S}^3$).

Le cuivre pyriteux renferme 34,4 p. 100 de cuivre. C'est le minerai avec lequel est préparée la majeure partie du cuivre du monde entier.

Il renferme fréquemment de l'argent et de l'or. On le rencontre ordinairement associé avec de la pyrite de fer, souvent aussi avec de la blende, de la galène, de la pyrite arsénicale, du cuivre gris, de la bournonite et des minerais d'argent. Souvent il est si intimement mélangé avec la pyrite de fer, que les deux minéraux ne peuvent pas être distingués l'un de l'autre.

On le trouve en Espagne (Rio-Tinto, Tharsis), en Portugal, en Allemagne (Rammelsberg, près Goslar, Mansfeld), en Autriche-Hongrie (Bischofsofen, Brixlegg, Schmöllnitz, Nagybanya), en Angleterre (Cornouailles, Devonshire, Pays de Galles), en Irlande (Wicklow), en Russie (Oural, Caucase, Altaï), en France (Chessy, près Lyon), en Italie (Agordo, Massa-Marfima), en Norvège (Röros, Vigsnaes), en Suède (Fahlun, Atvidaberg), dans l'Amérique du Nord (Terre-Neuve, Canada, Vermont, Virginie, Géorgie, Tennessee, Alabama, Montana), au Mexique, à Cuba, au Chili, en Australie (Australie méridionale, Nouvelle Galles du Sud, Victoria, Queensland, Tasmanie), en Afrique.

Cuivre panaché ou bornite ($3\text{Cu}^2\text{S} + \text{Fe}^2\text{S}^3$).

Ce minéral renferme en moyenne 55,6 p. 100 de cuivre. Il est beaucoup plus rare que le cuivre pyriteux et ordinairement mélangé avec ce dernier, ainsi qu'avec de la chalcosine (cuivre sulfuré). C'est sans doute un produit de décomposition, comme l'indique déjà sa teneur en cuivre, qui oscille entre 42 et 70 p. 100.

Il se trouve en grandes quantités dans les couches moyennes des filons de cuivre de Butte City, dans l'état de Montana (Amérique du Nord). On le rencontre en outre dans les schistes cuprifères du Mansfeld, dans les Cornouailles, en Toscane et au Chili.

Cuivre sulfuré ou chalcosine (Cu^2S).

Il renferme 79,89 p. 100 de cuivre et se trouve en grandes quantités aux États-Unis de l'Amérique du Nord, principalement dans l'état de Montana (Butte, mine d'Anaconda), dans l'Arizona, au Nouveau-Mexique, au Texas. Il a été en outre extrait dans les Cornouailles, en Toscane, en Russie, au Chili et dans l'Australie méridionale. En Allemagne, le cuivre sulfuré ne se rencontre pas à l'état libre.

Covellite (CuS).

La covellite, qui renferme 66 p. 100 de cuivre, est très rare. Ce minéral se rencontrerait au Chili en grandes quantités.

Cuivre sulfaté ou chalcantite ($\text{CuSO}_4 + 5\text{H}_2\text{O}$).

Le cuivre sulfaté renferme à l'état cristallisé 25,4 p. 100 de cuivre. Il se rencontre fréquemment comme produit de décomposition en dissolution dans les eaux des mines, dont les gisements renferment des combinaisons sulfurées du cuivre mélangées de pyrite de fer ou de marcassite.

Cuivre chloruré ou atakamite ($\text{CuCl}_2 + \text{CuO} + 3\text{H}_2\text{O}$).

Le cuivre chloruré contient 59,4 p. 100 de cuivre ; il se trouve en grandes quantités au Chili et au Pérou.

Bournonite (Pb Cu Sb S_3).

La bournonite renferme 12,7 p. 100 de cuivre, avec 42,3 p. 100 de plomb. Ce minéral se trouve en petites quantités avec d'autres minerais de cuivre.

Enargite ($[[4\text{CuS} + \text{Cu}_2\text{S}]\text{As}_2\text{S}_3$).

L'énargite contient 48,6 p. 100 de cuivre et se rencontre au Pérou et à Manille.

Cuivre hydrosiliceux ou chrysocolé.

Ce minéral, nommé aussi *Kieselmalachit* ou vert de cuivre, est un silicate de cuivre hydraté ; c'est un produit de la décomposition de minerais sulfurés, que l'on rencontre ordinairement à côté de la malachite. Il renferme en moyenne 39,9 p. 100 de cuivre.

Il se trouve en grandes quantités dans l'Oural et au Chili.

Cuivre gris ou tétraédrite ($4[\text{Cu}_2\text{S}, \text{FeS}, \text{ZnS}, \text{Ag}_2\text{S}, \text{Hg}_2\text{S}]\text{Sb}_2\text{S}_3, \text{As}_2\text{S}_3$).

La teneur en cuivre de ce minerai oscille entre 15 à 48 p. 100. Elle est d'autant plus faible que la teneur en argent est plus élevée. La richesse en mercure va souvent jusqu'à 18 p. 100. Le cuivre gris se trouve dans les gisements de plomb, de cuivre et d'argent en Allemagne, en Hongrie, dans le Tyrol et au Colorado (Etats-Unis). On ne le rencontre que rarement en quantité assez grande pour qu'il puisse être employé seul à l'extraction du cuivre.

Produits métallurgiques cuprifères.

Indépendamment des minerais, différents produits métallurgiques contenant du cuivre, qui se forment lors de l'extraction d'un grand nombre de métaux, fournissent des matières premières pour la préparation du cuivre. Ce sont principalement des mattes, des speiss, des scories, des alliages (épines de ressuage, écumes cuprifères, etc.), des scories oxydées, des dissolutions.

EXTRACTION DU CUIVRE

Le cuivre peut être extrait de ses minerais et des produits métallurgiques cuprifères :

- 1° Par voie sèche ou ignée,

2° Par voie humide et

3° Par voie électro-métallurgique.

Les opérations qui constituent ces différentes méthodes sont basées sur les réactions chimiques des combinaisons du cuivre décrites précédemment.

La *voie sèche* sera exclusivement employée pour les minerais et les produits métallurgiques avec une teneur en cuivre élevée ou moyenne. C'est principalement le prix des combustibles qui indique jusqu'à quelle limite inférieure cette méthode est encore avantageuse.

On se servira de la *voie humide* pour les eaux de cémentation, ainsi que pour tous les minerais, dont le traitement par voie ignée n'est pas rémunérateur, à cause de leur trop faible teneur en cuivre. Le prix des combustibles et des agents de dissolution et de précipitation indiquera jusqu'à quelle limite supérieure ce procédé offre encore des avantages sur la voie sèche.

Pour les *produits métallurgiques*, abstraction faite des lessives cuprifères, on n'emploie la voie humide que dans certaines circonstances, et dans les cas où il s'agit d'en extraire simultanément de l'argent ou de l'or. Dans ce cas, on se guide uniquement sur la teneur en métal précieux pour décider si l'on doit suivre la voie humide.

Jusqu'à présent la *voie électrométallurgique* n'est employée pour les minerais que dans quelques cas isolés.

Différents procédés très rationnels ont été indiqués dans cette direction (*Siemens, Hopfner*), mais jusqu'à ce jour, malgré les tentatives faites pour les rendre applicables industriellement, ils n'ont pas encore été employés pendant un temps suffisant sur une grande échelle pour qu'on puisse se rendre exactement compte de leurs avantages.

Cette voie est au contraire suivie dans un grand nombre d'usines pour l'extraction de cuivre pur du cuivre contenant de l'or et de l'argent ou d'autres éléments.

Purification du cuivre.

Le cuivre obtenu par voie sèche ou par voie humide, le *cuivre brut* ou *cuivre noir*, contient encore une série de corps étrangers qui, comme cela a été dit précédemment, le rendent impropre aux usages industriels. Il est donc nécessaire de le débarrasser de ces corps étrangers ; les traitements particuliers auxquels on le soumet dans ce but reposent sur l'emploi de la voie sèche ou de l'électrolyse, et ils se rattachent immédiatement à l'extraction du cuivre brut.

I. Extraction du cuivre par voie sèche ou ignée.

A. EXTRACTION DU CUIVRE BRUT

Les minerais de cuivre les plus importants sont les combinaisons sulfurées de ce métal. Viennent en seconde ligne les oxydes, les carbonates et les silicates du cuivre, ainsi que le cuivre natif, dont la pureté est altérée par d'autres corps. Tous ces minerais, lorsqu'ils ont une teneur en cuivre suffisante, sont traités par voie ignée.

Extraction du cuivre de ses combinaisons sulfurées.

Des combinaisons sulfurées du cuivre, c'est le *cuivre pyriteux* qui est la plus importante. Dans ce minerai, de même que dans le cuivre panaché, le sulfure de

cuivre est combiné chimiquement avec du sulfure de fer. La chalcosine (cuivre sulfaté) n'est que rarement employée seule pour l'extraction du cuivre et elle est le plus souvent mélangée avec de la pyrite de fer, du cuivre pyriteux et du cuivre panaché. Il résulte de là que, dans le traitement des minerais sulfurés de cuivre par voie sèche, il s'agit non seulement d'éliminer les gangues, mais encore et surtout de séparer le fer et le soufre d'avec le cuivre.

L'extraction du cuivre des minerais en question repose principalement sur les faits suivants : le fer a pour l'oxygène une affinité plus grande que le cuivre, le cuivre a pour le soufre une affinité plus grande que le fer et le soufre du sulfure de cuivre a pour l'oxygène des oxydes du cuivre une affinité plus grande que pour le cuivre lui-même.

Par un grillage oxydant suffisamment prolongé, on pourrait éliminer tout le soufre des minerais et transformer ceux-ci en un mélange d'oxydes du fer et du cuivre. En fondant ce mélange avec du charbon et de l'acide silicique, on pourrait réduire les oxydes du fer en oxydure et les combiner à l'acide silicique, tandis que les oxydes du cuivre seraient du même coup réduits en cuivre métallique. Mais ce procédé simple fournirait un cuivre très impur, parce que avec le cuivre il se réduit aussi une forte proportion de fer et que des éléments nuisibles du minerai, surtout de l'arsenic et de l'antimoine, passent en grande quantité dans le cuivre ; en outre une grande partie du cuivre du minerai passe dans les scories. C'est pour cela que, dans l'intérêt de la production d'un cuivre brut aussi pur que possible et afin d'éviter une grande perte de cuivre par scorification, on préfère préparer d'abord, avec les minerais, une combinaison de sulfure de cuivre avec du sulfure de fer exempte de toute gangue, c'est-à-dire une matte (matte de cuivre, matte crue, matte brute), dont la teneur en cuivre est devenue plus grande que celle du minerai primitif, tandis que le soufre et le fer, ainsi que l'arsenic et l'antimoine en ont, autant que cela se peut, été éliminés, et cette combinaison est traitée pour cuivre brut soit directement, soit après un nouvel enrichissement de la teneur en cuivre. On obtient la combinaison de sulfure de cuivre et de sulfure de fer en question en grillant le minerai jusqu'à un degré déterminé et en le soumettant ensuite à la fusion avec des fondants contenant de l'acide silicique. Si elle est riche en cuivre, pauvre en fer et en même temps exempte de *grandes quantités de plomb*, ainsi que d'antimoine et d'arsenic, ou si elle ne contient ces éléments qu'en très faibles proportions, on la traite pour cuivre brut en la soumettant à un grillage et à une fusion ou simplement à une fusion. S'il n'en est pas ainsi, elle est grillée partiellement et ensuite fondue ou simplement fondue et ainsi transformée en une combinaison sulfurée, ou matte de concentration (matte concentrée, matte double), qui est devenue encore plus riche en cuivre, mais plus pauvre en soufre et en fer, en plomb, arsenic et antimoine. Si cette combinaison a une teneur suffisante en cuivre et est suffisamment pure, on la traite pour cuivre brut, autrement on augmente encore, en procédant comme il vient d'être dit, sa richesse en cuivre et on abaisse de plus en plus la teneur en fer, soufre, plomb, arsenic et antimoine. Si la matte contient de l'argent il est souvent nécessaire, afin de concentrer ce métal et de rendre son extraction plus commode, de pousser encore plus loin l'enrichissement.

On obtient donc, d'après cela, le cuivre de ses minerais sulfurés par une série d'opérations d'oxydation et de réduction, c'est-à-dire par grillage et fonte des minerais pour matte et traitement de celle-ci pour cuivre brut, et cela directement ou bien après transformation préalable de la matte en un produit plus riche en

cuivre, en renouvelant une ou plusieurs fois les opérations d'enrichissement.

La fonte des *minerais* grillés est effectuée dans des fours à cuve ou dans des fours à réverbère, tandis que l'*enrichissement de la matte brute* a lieu par grillage et fusion subséquente dans des fours à cuve ou à réverbère, ou bien, sans grillage préalable, par traitement de la matte fondue dans des convertisseurs. Le traitement de la matte de cuivre pour cuivre brut est effectué par grillage et fusion subséquente dans des fours à cuve ou à réverbère, ou, sans grillage préalable, dans des fours à réverbère ou des convertisseurs.

Suivant que l'on emploie des fours à cuve, des fours à réverbère ou des convertisseurs, l'extraction de la matte brute ou de la matte de concentration et celle du cuivre brut donnent lieu à des réactions différentes. L'agent réducteur, lorsqu'on se sert de fours à cuve, est le charbon ou l'oxyde de carbone, tandis que c'est le soufre avec les fours à réverbère et les convertisseurs. Dans tous les cas, la scorification du fer est produite par l'acide silicique.

Le *procédé au four à cuve*, nommé aussi *procédé allemand* ou *suédois*, ou *travail par grillage et réduction*, consiste en un grillage des minerais et des mattes dans des appareils particuliers et en une fusion subséquente du produit du grillage dans des fours à cuve avec du charbon (coke, charbon de bois) et des fondants renfermant de l'acide silicique. Par le grillage, les minerais sont transformés en un mélange d'oxydes, de sulfates et de composés sulfurés du fer et du cuivre. Par la fusion avec du charbon dans des fours à cuve, les oxydes du fer sont réduits en oxydule et scorifiés par l'acide silicique des fondants. Les sulfates du fer sont, sous l'influence de la chaleur, en partie décomposés directement en peroxyde de fer et acide sulfurique ou acide sulfureux, en partie transformés par l'oxyde de carbone en protoxyde de fer et acide sulfureux, pendant que l'oxyde de carbone est converti en acide carbonique. Les oxydes du cuivre sont en partie réduits par l'oxyde de carbone en cuivre métallique, qui enlève au sulfure de fer la quantité de soufre nécessaire pour former du sous-sulfure de cuivre, en partie transformés par le sulfure de fer, en présence d'acide silicique et de charbon, en sulfure de cuivre, qui se combine avec celui qui existe déjà et le sulfure de fer non encore décomposé, pour former une matte cuivreuse. Le sulfate de cuivre est décomposé au rouge sombre par le charbon, avec dégagement d'acide carbonique, en cuivre métallique et acide sulfureux, tandis qu'à une plus haute température il se forme du sulfure de cuivre et de l'acide carbonique. Le sulfure de fer, qui a abandonné son soufre pour la transformation des oxydes du cuivre en sulfure, est converti en silicate de fer et scorifié, tandis que celui qui a été décomposé par le cuivre métallique est changé en un degré de sulfuration moins élevé ou en un mélange de sulfure de fer et de fer qui passe dans la matte.

Si la matte obtenue doit être enrichie, on la grille jusqu'à un degré déterminé et on la fond ensuite dans des fours à cuve avec du charbon et des fondants contenant de l'acide silicique. Il se produit alors les mêmes réactions chimiques que dans le traitement des minerais pour matte.

Si l'on désire pousser encore plus loin l'enrichissement en cuivre de la matte que l'on vient d'obtenir, on procède de la même manière.

La matte obtenue par la fonte des minerais ou enrichie et purifiée par grillages et fusions est, en vue de la préparation du cuivre brut, grillée à mort et ensuite fondue pour cuivre brut dans des fours à cuve, avec du charbon et des fondants siliceux. Par le grillage à mort, les sulfures métalliques sont transformés en un mélange d'oxydes du cuivre et du fer; par la fonte du produit du grillage dans

le four à cuve, les oxydes du fer sont réduits en oxydule et scorifiés par l'acide silicique, tandis que les oxydes du cuivre sont transformés en cuivre brut.

Aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord, on a tenté récemment de fondre pour matte des minerais de cuivre pyriteux sans grillage préalable et, en procédant ainsi, on prétend, le soufre jouant le rôle d'un combustible, préparer la matte avec une très faible dépense de combustible carbonisé. Il est encore actuellement impossible de se prononcer sur la valeur de ce procédé (*pyritic smelting*).

Le procédé au four à réverbère, nommé aussi *procédé anglais* ou *travail par grillage et réaction*, consiste en un grillage partiel des minerais et des mattes et en une fusion subséquente des produits du grillage dans des fours à réverbère avec sole en quartz, en y ajoutant, si c'est nécessaire, des matières ou des minerais contenant de l'acide silicique. Le grillage des minerais et des mattes résultant de la fusion, ainsi que des premières opérations d'enrichissement a toujours lieu dans des appareils particuliers, tandis que le traitement pour cuivre brut des mattes enrichies est effectué aussi bien par grillage partiel dans des appareils spéciaux et fusion du produit grillé dans des fours à réverbère, que par simple fusion dans ces derniers, sans grillage préalable. Dans ce dernier cas, le grillage est remplacé par une fusion lente (goutte à goutte) des mattes de cuivre dans un courant d'air.

Par le grillage, les minerais, de même que dans le procédé allemand, sont transformés en un mélange d'oxydes, de sulfates et de combinaisons sulfurées du fer et du cuivre. Dans la fusion au four à réverbère, les oxydes du cuivre réagissent sur le sulfure de cuivre et le sulfure de fer, le sulfate de cuivre sur le sulfure de cuivre, et le peroxyde de fer sur le sulfure de fer. Les oxydes du cuivre se décomposent avec le sulfure de cuivre en cuivre et acide sulfureux, avec le sulfure de fer en sulfure de cuivre, fer, oxydule de fer et acide sulfureux, tandis qu'une partie du peroxyde de fer se décompose avec le sulfure de fer en oxydule de fer et acide sulfureux. Le sulfate de cuivre, s'il n'a pas été déjà décomposé par la chaleur, réagit avec le sulfure de cuivre, en donnant naissance, suivant les proportions des deux corps, à du cuivre métallique ou du protoxyde de cuivre et à de l'acide sulfureux. Le sulfate de fer, qui ne se trouve qu'en faible quantité, est décomposé en peroxyde de fer et acide sulfurique ou acide sulfureux et oxygène. Le cuivre séparé enlève au sulfure de fer non encore décomposé la quantité de soufre nécessaire pour former du sulfure de cuivre, tandis qu'une quantité correspondante de fer est mise en liberté. Une partie du fer devenue libre passe dans la matte, l'autre partie transforme le peroxyde de fer en oxydule. Le sulfure de cuivre nouvellement formé se réunit à celui qui existe déjà, ainsi qu'avec le sulfure de fer non décomposé, et forme une *matte cuivreuse*. Tout le peroxyde de fer a été réduit en oxydule par l'action du sulfure de fer et du fer métallique. Cet oxydule, aussi bien celui qui existait déjà (dans l'oxyde ferroso-ferrique) que l'oxydule produit par l'action des oxydes du cuivre sur le sulfure de fer, est transformé en silicate et scorifié par l'acide silicique de la sole ou par celui que renferme le lit de fusion.

L'enrichissement de la matte est effectué par grillage partiel de celle-ci et fonte de la matte grillée au four à réverbère. Les réactions chimiques qui se produisent dans les opérations d'enrichissement, abstraction faite de ce qu'il n'y a plus de gangues à scorifier, sont les mêmes que celles du grillage et de la fonte des minerais. Le grillage dans les opérations d'enrichissement peut être en partie remplacé par une addition de minerais de cuivre oxydés ou de carbonates du cuivre.

Le traitement de la matte cuivreuse pour cuivre brut consiste en un grillage partiel et une fusion subséquente dans des fours à réverbère, ou simplement en une fusion dans ces fours sans grillage préalable.

Le grillage qui précède la fusion ne doit être que partiel, parce qu'il doit rester dans la masse grillée suffisamment de soufre pour qu'il y ait entre les quantités des oxydes et des sulfures métalliques la proportion nécessaire pour la séparation du cuivre. A la température requise, les oxydes du cuivre agissent sur le sulfure de cuivre de telle façon que le cuivre est séparé à l'état métallique, et, comme il n'y a pas de soufre pour s'y combiner, il reste dans cet état. Les quantités de fer relativement faibles qui restent encore dans la matte grillée sont scorifiées sous forme d'oxydure (produit surtout par l'action de peroxyde de fer sur du sulfure de fer).

Dans la fonte de la matte cuivreuse pour cuivre brut sans grillage préalable, on produit l'oxydation nécessaire du sulfure de cuivre et du sulfure de fer par une fusion goutte à goutte de la matte aussi lente que possible, l'air ayant libre accès dans le four, et en laissant refroidir à plusieurs reprises au contact de l'air la surface des masses fondues. Les sulfures de cuivre et de fer sont ainsi oxydés suffisamment pour que, en élevant la température, le cuivre brut se sépare et qu'il se forme de l'oxydure de fer, qui est scorifié.

Le *procédé au convertisseur* n'est pas appliqué sur les minerais, mais sur les mattes cuivreuses riches et en général pour produire directement avec celles-ci du cuivre brut.

C'est un procédé anglais raccourci et il consiste à faire passer un courant d'air forcé extrêmement divisé dans la matte fondue, contenue dans un convertisseur de la forme de l'appareil Bessemer ou cylindrique et revêtu intérieurement de quartz.

Le fer et le cuivre sont très rapidement oxydés par le courant d'air avec dégagement d'acide sulfureux. Les oxydes du cuivre se transforment avec le sulfure de cuivre non encore décomposé en cuivre et acide sulfureux. Le fer est converti en oxydure et scorifié par l'acide silicique du revêtement du convertisseur. Suivant la durée du soufflage, on peut produire une matte riche en cuivre dépouillée de la majeure partie du fer ou même un cuivre brut. Dans le premier cas, qui ne se présente que rarement, le procédé au convertisseur comprend deux opérations séparées : l'enrichissement en cuivre de la matte et le traitement de la matte pour cuivre brut. Le plus ordinairement, on pousse l'enrichissement de la matte, d'après le procédé anglais ou allemand, à un degré suffisant pour qu'elle puisse être immédiatement traitée pour cuivre brut.

La matte, qui doit être soumise à l'action du vent, est fondue dans des fours à cuve, desquels on la fait écouler dans le convertisseur. La chaleur nécessaire dans le procédé au convertisseur est développée par l'oxydation du soufre et du fer.

Comparaison des procédés d'extraction du cuivre brut par voie ignée.

Le *procédé au four à cuve* ou *procédé allemand* exige l'emploi de combustibles carbonisés (coke, charbon de bois) et il permet d'extraire le cuivre des minerais dans un temps relativement assez court. Il fournit lors de la fusion de ceux-ci des scories pauvres en cuivre que l'on peut rejeter, mais ses produits, à cause de l'action réductrice du charbon ne sont pas aussi purs que ceux du procédé au four à réverbère. La matte cuivreuse est plus pauvre que celle de ce dernier

procédé, parce que lors de la fonte des minerais grillés ou des mattes au four à réverbère, il est éliminé, outre les oxydes du fer, une grande partie du soufre, tandis que dans le procédé au four à cuve presque tout le soufre passe dans la matte. L'acide sulfureux résultant de la décomposition des sulfates du cuivre et du fer est lui-même, en traversant le four, partiellement réduit par l'oxyde de carbone en soufre, qui se combine avec du cuivre. Lorsque le mélange pour la fusion est défectueux (trop ou trop peu d'acide silicique), du fer est facilement réduit et se sépare sur la sole des fours à cuve sous forme d'une masse solide (*loup, renord*).

Le *procédé au four à réverbère* ou *procédé anglais* exige l'emploi de combustibles bruts (houille, lignite, tourbe, bois), il permet d'abrèger ou d'éviter partiellement le grillage par l'emploi de minerais oxydés et de carbonates avec les minerais sulfurés et il fournit des produits plus purs que le procédé au four à cuve, parce que le soufre est le seul agent réducteur et qu'il est possible par un grillage convenable ou l'addition de minerais oxydés de conduire la fusion, de façon que les éléments les plus nuisibles du lit de fusion (arsenic, antimoine, étain), soient séparés avec une partie du cuivre (*bottoms, fonds cuivreux*). La matte est plus riche en cuivre que celle du procédé au four à cuve, parce que une grande partie du soufre est éliminée sous forme d'acide sulfureux par l'action des oxydes sur les sulfures métalliques du lit de fusion et que les sulfates du cuivre et du fer sont décomposés en oxydes et en acide sulfurique ou sulfureux et oxygène, qui se dégagent. Au contraire, la scorie de la fonte du minerai est plus riche en cuivre que celle du procédé au four à cuve et elle ne peut pas être rejetée, mais elle doit être soumise à un traitement particulier en vue de l'extraction du cuivre qu'elle renferme.

Le *procédé au four à cuve* peut être employé avantageusement lorsque le prix des combustibles carbonisés est peu élevé, lorsque la qualité des minerais reste la même, lorsque ceux-ci offrent une faible richesse en cuivre, qui ne permet pas une scorification de grandes quantités de ce dernier, et pour ceux qui présentent une teneur élevée en fer, qui dans les fours à réverbère attaquerait trop fortement le revêtement de la sole.

L'emploi du *procédé au four à réverbère* est avantageux lorsque le prix des combustibles bruts est peu élevé; lorsque les minerais varient constamment de qualité; lorsque les matières à traiter renferment en même temps des minerais oxydés et des minerais sulfurés; lorsqu'on a affaire à des minerais riches, dans lequel cas la scorification d'une certaine quantité de cuivre n'offre pas une grande importance; lorsque les minerais sont impurs (lorsqu'ils contiennent de l'arsenic et de l'antimoine); lorsqu'il s'agit de traiter des minerais quartzeux et argileux, qui n'attaquent pas fortement le revêtement de la sole; enfin, lorsqu'on veut obtenir des cuivres purs par voie ignée.

C'est pour cela que le procédé anglais s'est surtout développé dans les localités, où la houille est à bas prix et où de bons ports permettent de se procurer à peu de frais des minerais et des mattes de cuivre exotiques de toutes sortes. Telles sont, parmi ces localités, Swansea, dans le Pays de Galles, et Saint-Helens, près Liverpool, où l'on travaille et on traite pour différentes sortes de cuivres les minerais et les mattes cuivreuses les plus différents provenant de toutes les parties du monde, et en employant des houilles peu chères et des matières réfractaires d'un prix peu élevé.

Le procédé allemand et le procédé anglais ne sont encore employés sans

modifications que dans un petit nombre de localités. Dans la plupart des usines, on a combiné les avantages des deux procédés, la production de scories pauvres et la préparation de mattes pures et riches, et, en vue de l'obtention de scories pauvres, on fond les minerais dans des fours à cuve, tandis que le traitement de la matte cuivreuse a lieu dans des fours à réverbère, et la préparation du cuivre brut aussi dans ces mêmes fours ou dans des fours à cuve.

Indépendamment du procédé allemand et du procédé anglais, nous aurons donc aussi à nous occuper de la combinaison de ces deux procédés ou *procédé anglo-allemand*.

Le *procédé Bessemer* ou *procédé au convertisseur* n'est pas employé pour les minerais, mais seulement pour les mattes et c'est pour cela qu'il se rattache aux procédés allemand, anglais ou anglo-allemand.

Il est beaucoup plus rapide que le traitement de la matte d'après le procédé allemand ou anglais, il n'exige qu'une très faible quantité de combustible (pour la fusion de la matte cuivreuse), il élimine l'arsenic et l'antimoine beaucoup plus complètement que les procédés allemand et anglais, et il fournit un cuivre brut pur.

Mais il exige une grande dépense de force motrice pour la soufflerie et de matières réfractaires (quartz et argile) pour le revêtement des convertisseurs et la réparation de ce dernier, et il dégage de grandes quantités d'acide sulfureux, dont la suppression de l'action nuisible présente de grandes difficultés (jusqu'à présent, aucune tentative n'a encore été faite dans ce but).

C'est pour cela que le procédé Bessemer convient surtout lorsqu'on dispose d'une force motrice peu coûteuse (eau), lorsqu'on peut se procurer à peu de frais des matières réfractaires et lorsque le prix des combustibles est élevé et que les mattes cuivreuses sont impures (lorsqu'elles renferment de l'arsenic et de l'antimoine). Il est en outre avantageux pour le traitement des mattes tenant argent, avec lesquelles on doit préparer un cuivre brut argentifère, qui est ensuite soumis à l'électrolyse. Le cuivre brut obtenu au convertisseur est si pur qu'il peut être directement, en sortant de ce dernier, coulé en plaques pour anodes.

Bien que ce procédé soit encore relativement nouveau et susceptible de nombreux perfectionnements, il est évident que, lorsqu'on peut réaliser les conditions qu'il exige, il est supérieur au traitement de la matte cuivreuse pour cuivre brut d'après la méthode allemande, aussi bien que par la méthode anglaise, et qu'avec le temps il finira par se frayer une voie encore plus large.

Extraction du cuivre par le procédé allemand.

Le procédé allemand consiste en une série d'opérations de grillage et de réduction.

Dans toute sa pureté, il comprend les opérations suivantes :

- 1^o Le grillage des minerais.
- 2^o La fonte pour matte des minerais grillés dans des fours à cuve.
- 3^o Le grillage de la matte.
- 4^o La fonte pour cuivre brut de la matte grillée dans des fours à cuve.

Ce procédé est employé pour les minerais offrant une pureté et une teneur en cuivre suffisantes. Si les minerais sont pauvres en cuivre et riches en sulfure de fer et si leur pureté est altérée par d'autres éléments (arsenic, antimoine,

plomb), leur fonte donne une matte impure et pauvre en cuivre. Si on les grillait à mort et si ensuite on les fondait pour cuivre brut, on obtiendrait un cuivre brut très impur, qui au raffinage donnerait un cuivre marchand impur et une grande quantité de produits secondaires cuprifères. C'est pour cela qu'en pareil cas on ne pousse le grillage de la matte cuivreuse que juste assez loin pour que le produit grillé renferme encore assez de soufre pour former, lors de la fonte, une nouvelle matte cuivreuse, qui se distingue de la première par une grande pureté et une teneur en cuivre élevée. Cette deuxième matte, qu'on nomme *matte de concentration*, *matte blanche*, *matte double*, est ordinairement grillée à mort et traitée pour cuivre brut dans des fours à cuve. Mais si elle est encore impure, on la grille de nouveau jusqu'à un certain degré et on la fond pour une nouvelle matte de concentration. Cette dernière est ensuite grillée à mort et fondue pour cuivre brut. Ce n'est que rarement (par exemple, dans le cas de la présence de grandes quantités de plomb), qu'avant le traitement pour cuivre brut, elle est soumise à une nouvelle concentration, qui entraîne toujours de grands frais, des pertes en cuivre et une grande dépense de temps.

Le cas inverse, le grillage à mort des minerais et la fonte de ceux-ci pour cuivre brut, se produit encore plus rarement que la multiplication des opérations de grillage et de fusion. En pareil cas, comme l'auteur a eu l'occasion de l'observer dans différentes petites usines à cuivre de la Transcaucasie, on obtient un cuivre brut très impur et on perd des quantités considérables de cuivre par scorification.

Dans les cas fréquents où les minerais sulfurés sont mélangés avec de grandes quantités de gangues terreuses, ainsi que lorsqu'on a affaire à des minerais pauvres en soufre et riches en cuivre, on supprime complètement le grillage ou bien on ne brûle que leurs matières bitumineuses et l'on fond pour matte, afin de scorifier les gangues, les minerais crus ou dépouillés de bitume.

I. — GRILLAGE DES MINERAIS.

Les minerais à soumettre au grillage sont le cuivre pyriteux, le cuivre panaché, le cuivre sulfuré, le cuivre gris. Ces minerais sont ordinairement mélangés avec de la pyrite de fer, de la blende, de la galène, des combinaisons d'arsenic et d'antimoine, avec du quartz et des matières terreuses.

Le grillage a pour but l'élimination du soufre des minerais jusqu'à un certain degré, de façon qu'il reste encore assez de soufre pour combiner tout le cuivre à ce dernier lors de la fusion réductrice, qui suit le grillage. Cependant, ce degré de grillage ne peut être exactement atteint avec les différentes méthodes suivies pour cette opération (grillage en tas, grillage en stalles ou en cases, grillage en fours à cuve). On grille ou trop fortement ou trop faiblement. Avec les minerais trop fortement grillés, le cuivre se scorifie lors de la fonte de ceux-ci et on obtient du cuivre brut impur. Si l'on grille trop faiblement, la matte résultant de la fonte réductrice contient trop peu de cuivre et trop de fer. Comme le grillage poussé trop loin peut être corrigé par addition de minerai cru lors de la fonte, mais non le grillage trop faible (si l'on n'a pas sous la main de minerais oxydés), il vaut mieux griller trop que de griller incomplètement.

Indépendamment du soufre, l'arsenic et l'antimoine doivent être aussi, par le grillage, éliminés des minerais autant que possible. Une partie de ces corps est volatilisée sous forme d'acides arsénieux et antimonieux, ainsi que de sulfure

d'arsenic, tandis qu'une autre partie forme des arséniates et des antimoniates, qui lors de la fonte réductrice, qui suit le grillage, sont à leur tour transformés partiellement en arséniures et antimoniures métalliques, et passent tels quels, en petite quantité, dans la matte, mais se séparent, s'ils sont en grande quantité, sous forme de *speiss*. L'arsenic et l'antimoine ne peuvent être éliminés complètement que par des grillages et des fusions répétées. On peut favoriser leur élimination en ajoutant lors du grillage des corps réducteurs (charbon, sciure de bois). Les arséniates et les antimoniates sont ainsi réduits et une partie de l'antimoine et de l'arsenic est volatilisée à l'état métallique et d'oxydes (l'arsenic partiellement sous forme de sous-oxyde). L'élimination de l'arsenic est favorisée lors du grillage par le fer sulfuré contenu dans les minerais qu'on peut y ajouter, lequel volatilise une partie de l'arsenic à l'état de sulfure. Pendant les opérations de fusion, une partie de l'arsenic et de l'antimoine est volatilisée à l'état métallique.

Lorsqu'on grille du cuivre pyriteux pur, une partie du soufre se dégage sous forme d'acide sulfureux, une autre partie est transformée en acide sulfurique. Le cuivre et le fer, qui sont dépouillés de leur soufre, sont convertis en oxydes. L'acide sulfurique résultant de l'oxydation de l'acide sulfureux, par suite du contact de ce dernier avec les portions incandescentes de la masse des minerais et les parois du four portées au rouge, se combine avec une partie de ces oxydes, pour former du sulfate de fer et du sulfate de cuivre. Par l'élévation de la température lors du grillage, ces sulfates sont décomposés en oxydes et acide sulfurique ou acide sulfureux et oxygène. Si l'on prolonge le grillage pendant un temps suffisant à une température convenable, on obtient un mélange de peroxyde de fer et de bioxyde de cuivre. Si au contraire on interrompt l'opération après l'élimination d'une certaine partie du soufre des minerais, comme cela est nécessaire pour le cas actuel de la préparation d'une matte, on obtient comme produit du grillage du cuivre pyriteux un mélange d'oxydes et de sulfates du fer et du cuivre, ainsi que de sulfures métalliques non décomposés. Si, comme cela a lieu généralement, le cuivre pyriteux est mélangé de pyrite de fer, le peroxyde de fer, le sulfure de fer et les sels de fer basiques prédominent dans le produit du grillage. Si de la blende est mélangée avec le cuivre pyriteux, il y a aussi dans le produit du grillage du sulfure, de l'oxyde et du sulfate de zinc. Si les minerais renferment de l'arsenic et de l'antimoine, la masse grillée contient des arséniates et des antimoniates, ainsi que des antimoniures et des arséniures non décomposés. S'il y a de la galène, on rencontre aussi du sulfure, de l'oxyde et du sulfate de plomb. Le quartz qui peut être présent reste inaltéré par le grillage, et il en est de même de la baryte sulfatée. Le carbonate de calcium est transformé en sulfate.

PRATIQUE DU GRILLAGE

Le grillage des minerais est effectué *en tas, en stalles*, dans des *fours à cuve*, des *fours à réverbère* ou *fours à flamme* et des *fours à moufles*.

Les minerais en morceaux (minerais en roche) peuvent être grillés en tas, en stalles et dans des fours à cuve. Les minerais pulvérulents (minerais menus, menus) ne peuvent être grillés en tas, en stalles ou dans les fours à cuve pour minerais en roche, que lorsqu'ils ont été agglomérés à l'aide d'une matière agglutinante, autrement on ne peut les griller que dans des fours à cuve pour menus, dans des fours à réverbère et dans des fours à moufles. Le choix des

dispositifs de grillage dépend de la teneur en cuivre des minerais, de la nécessité de rendre inoffensifs les gaz du grillage, de la possibilité de la vente des produits que l'on peut préparer avec ces gaz (surtout l'acide sulfurique), du prix du combustible et de celui de la main-d'œuvre.

Le *grillage en tas des minerais en roche* exige beaucoup de temps, avec un grand nombre de minerais il donne des produits défectueux, il ne permet pas de rendre inoffensifs ou d'utiliser les gaz dégagés, et, lorsqu'on n'a pas de halle de grillage, il entraîne toujours des pertes en métal, par suite de la dissolution de sulfate de cuivre par les eaux pluviales ; mais il n'exige que peu de frais d'établissement, peu de main-d'œuvre et, avec des minerais riches en soufre, une faible dépense en combustibles. Avec des minerais riches en pyrite, qui ne décrépitent pas au feu, il permet une élimination suffisante du soufre, l'extraction d'une petite quantité de ce dernier, ainsi que la formation de noyaux riches en cuivre.

Le grillage en tas du menu exige que ce dernier soit préalablement aggloméré en morceaux, ce qui entraîne une grande dépense de main-d'œuvre. Il a du reste tous les inconvénients du grillage en tas des minerais en roche. Le menu non aggloméré ne peut être grillé que dans une certaine proportion avec du minerai en morceaux, en l'employant pour former la sole et le revêtement des tas de minerais en roche.

C'est pour cela que le grillage en tas ne peut encore être employé que dans les localités où les gaz de grillage ne peuvent pas être utilisés pour la fabrication de l'acide sulfurique, par suite du défaut de débouchés pour ce dernier, et où en même temps la terre a une si faible valeur, que l'effet nuisible de ces gaz sur celle-là ne présente pas une grande importance, tandis que d'un autre côté le prix des combustibles et celui de la main-d'œuvre sont élevés.

Il est encore employé, par exemple, dans le Caucase, à Røros en Norvège et dans l'Amérique du Nord. On s'en sert accessoirement pour terminer le grillage de minerais en morceaux préalablement traités dans des fours à cuve et dont le grillage, à cause de leur trop faible teneur en soufre, ne peut pas être poussé plus loin dans ces fours.

Le *grillage en stalles* ou *cases murées* exige une grande dépense de temps, qui est cependant moindre que pour le grillage en tas, et un capital d'établissement et des frais de main-d'œuvre plus élevés que ce dernier ; en outre, le déchargement des stalles est très nuisible à la santé des ouvriers. Il permet l'entraînement des gaz dans de hautes cheminées et par suite l'atténuation de leur action délétère, mais sans rendre possible leur traitement pour acide sulfurique. En dirigeant convenablement le tirage, on peut obtenir un grillage meilleur et plus uniforme qu'avec le procédé en tas et aussi mieux conserver la chaleur. De même que le grillage en tas, il permet, avec des minerais pyriteux, une faible dépense en combustible, l'extraction d'une petite portion du soufre et la formation de noyaux riches en cuivre. Le menu ne peut être grillé en stalles que dans les mêmes conditions qu'en tas.

Le grillage en cases doit donc être préféré au grillage en tas. Il est appliqué, le prix du combustible étant élevé, dans les localités, où l'utilisation des gaz pour la préparation de l'acide sulfurique est sans but, à cause du manque de débouchés, et où les effets délétères de ces gaz sur la végétation peuvent autant que possible être atténués par leur entraînement dans de hautes cheminées ; en outre, lorsque les combustibles sont chers et les minerais pauvres en cuivre,

ainsi que dans les localités où l'on a en vue le grillage pour noyaux, et enfin dans les cas dans lesquels les minerais, préalablement grillés dans des fours à cuve, ont besoin de subir un grillage plus complet, impossible à réaliser dans ces derniers fours.

On emploie toujours les *fours à cuve* pour les minerais riches en soufre, et aussi bien pour les minerais en morceaux que pour les minerais menus, lorsque les gaz du grillage doivent être traités pour acide sulfurique. Ce mode de grillage exige que les minerais aient une teneur en soufre telle, que, par son oxydation, celui-ci puisse fournir la chaleur nécessaire pour l'opération. Les minerais ne doivent pas se prendre facilement en masse, pas plus que les minerais en morceaux ne doivent décrépiter à la température de grillage.

Le grillage en fours à cuve offre l'avantage de rendre inoffensifs et de permettre d'utiliser les gaz dégagés et il procure en outre l'économie de tout combustible ; mais il a l'inconvénient du rendement relativement faible des fours et il exige une main-d'œuvre coûteuse.

Dans certaines circonstances, surtout lorsque le prix des combustibles est très élevé et la main-d'œuvre à bas prix et que les minerais sont pulvérulents, ces fours peuvent encore être employés avec avantage, si on n'a pas l'intention de rendre les gaz inoffensifs ou de les utiliser. Il est évident que dans ce cas les terres qui environnent l'usine ne doivent avoir qu'une très faible valeur. C'est ce qui a lieu, par exemple, dans le Caucase, où l'on grille des schlichs de cuivre pyriteux dans des fours de Gerstenhöfer.

Le *grillage en fours à réverbère* exclut l'utilisation des gaz dégagés pour la fabrication de l'acide sulfurique, il exige le broyage préalable des minerais et une dépense assez grande en combustibles et en main-d'œuvre ; mais le procédé est très rapide et il permet d'atteindre exactement le degré désiré de désulfuration. En outre, l'antimoine et l'arsenic peuvent être éliminés des minerais de la manière la plus complète par le grillage en fours à réverbère. De plus, cette méthode est devenue applicable à toutes les sortes de minerais et dans ces derniers temps elle a été aussi rendue beaucoup moins dispendieuse par l'emploi de dispositifs automatiques.

Ce mode de grillage est surtout employé, lorsqu'on n'a pas l'intention d'utiliser les gaz dégagés, dans lequel cas ces derniers sont autant que possible rendus inoffensifs par leur entraînement dans une haute cheminée ; en outre, lorsqu'on a en vue une production rapide de grandes quantités de cuivre ; on s'en sert aussi pour les minerais qui ne conviennent pas pour le grillage en fours à cuve, parce qu'ils s'agglutinent trop facilement ou qu'ils décrépitent ou que leur teneur en soufre est faible, enfin pour les minerais qui doivent être portés à un degré de désulfuration exactement déterminé.

Les *fours à moufles* exigent une dépense considérable de combustible et de main-d'œuvre, mais ils permettent de rendre inoffensifs et d'utiliser les gaz dégagés, et aussi d'amener le grillage exactement au degré désiré. Comme les fours à réverbère, ils exigent un broyage préalable des minerais en morceaux.

On les emploie lorsqu'on a en vue la préparation d'acide sulfurique avec des minerais s'agglutinant, fondant ou décrépitant, qui, à cause de cela, excluent le grillage en fours à cuve.

Grillage en tas.

Nous distinguerons le *grillage en tas normal* et le grillage en tas avec formation de noyaux ou *grillage pour noyaux* (*Kernröstung* des Allemands). Dans le grillage en tas normal, on se propose de former des oxydes et de laisser une certaine quantité de sulfures dans le produit grillé. Par le grillage pour noyaux, on veut concentrer le cuivre des minerais dans un noyau de sulfure, qui se forme à l'intérieur de chaque fragment et faire passer le fer à l'état de peroxyde dans la croûte qui entoure ces noyaux.

Le grillage normal est applicable à toutes sortes de minerais ; le grillage pour noyaux ne peut être employé qu'avec des minerais qui représentent un mélange de pyrite et de cuivre pyriteux, sont pauvres en cuivre et ne contiennent pas de gangues.

Tandis que le procédé normal est presque exclusivement employé toutes les fois qu'on a recours au grillage en tas, le procédé par noyaux, à cause des pertes de cuivre qu'il entraîne, n'est appliqué qu'exceptionnellement et seulement lorsque la voie ignée et la voie humide doivent être combinées pour l'extraction du cuivre, les noyaux étant traités par voie ignée, les croûtes entourant ces derniers, étant, après qu'elles en ont été séparées, soumises à un traitement par voie humide.

Grillage en tas normal.

Les tas sont établis sur un lit de combustible, de façon que les gros morceaux forment l'intérieur du tas, les plus petits la partie extérieure, ces derniers étant placés de telle sorte que leur volume aille en diminuant de dedans en dehors. On recouvre le tas avec une couche de schlichs ; avant de disposer le lit de combustible, on étend aussi sur la sole de grillage une couche de schlichs, afin qu'elle se grille peu à peu.

La sole de grillage est faite avec des scories granulées ou divisées d'une autre manière, des schlichs, du menu de minerai grillé, de l'argile. Ordinairement, on met par-dessus les scories une sole d'argile et sur celle-ci une sole de menu de minerai grillé. Pour détourner l'eau, c'est-à-dire pour éviter que du sulfate de cuivre ne soit dissous et entraîné par celle-ci, on fait bien de creuser au-dessus des tas des fossés de dérivation. Dans les climats secs, la cour de grillage se trouve à ciel ouvert, dans les régions humides et pluvieuses, il est avantageux, afin d'éviter la lixiviation des sels de cuivre, d'effectuer l'opération, au moins pour les second et troisième feux, sur un emplacement muni d'un toit (*halle de grillage*). Avec les minerais riches en soufre (qui en renferment plus de 12 p. 100), celui-ci suffit pour entretenir la température nécessaire pour le grillage. Dans ce cas, le lit sur lequel repose le minerai contient seul du combustible. Mais, avec les minerais dont la teneur en soufre est au-dessous de 12 p. 100, il est indispensable d'intercaler dans les tas une ou deux couches de combustibles. Cela est aussi nécessaire, lorsqu'on a affaire à des minerais riches en arsenic, en antimoine et en zinc. Les sels de ces éléments, qui se forment lors du grillage, sont décomposés aussi complètement que possible par l'intercalation d'une couche de charbon de bois dans le tas.

Le mieux est de former le lit de grillage avec du bois débité en bûches. A défaut de ce dernier, on emploie des fagots, des brindilles ou de la houille. Il faut avoir soin de réserver dans le lit de combustible des canaux verticaux, que, si

c'est nécessaire, on fait correspondre avec de petites cheminées ménagées dans le tas.

Les *dimensions* à donner au tas dépendent de la teneur en soufre des minerais et du *temps* pendant lequel il doit brûler pour donner au produit grillé un degré convenable pour que la fusion ultérieure du minerai soit régulière. Plus le tas est élevé, meilleure et plus vive est la combustion, mais plus il est long, plus aussi est lent le grillage, qui dépend beaucoup plus de la hauteur que de la surface inférieure du tas.

On emploiera par conséquent des tas plus élevés pour les minerais pauvres en soufre que pour ceux qui sont riches en cet élément. Lorsqu'on dispose de peu de temps et que les minerais sont riches en cuivre, on fera les tas plus bas que dans le cas contraire. En général, la hauteur du tas oscille entre 1^m,75 et 2^m,50. Au-dessus de cette dernière dimension, l'édification des tas présente trop de difficultés. On pourra donc aller avantageusement jusqu'à 2^m,30 et 2^m,40 avec des minerais pauvres en soufre, tandis qu'avec des minerais riches en ce dernier (en contenant plus de 35 p. 100) la hauteur peut être moins grande. Avec une hauteur de 2 mètres, le grillage exige 70 jours. En diminuant cette hauteur, le grillage peut être abrégé proportionnellement.

*Peters*¹ a constaté dans ses expériences les relations suivantes entre la durée du grillage à seul feu et la hauteur des tas avec des minerais offrant des teneurs différentes en soufre et en cuivre :

HAUTEUR en mètres	ESPÈCE DU MINÉRAI	Teneur en soufre p. 100	Teneur en cuivre p. 100	Durée du grillage en jours
1,50	Pyrite	39	6,5	54
1,50	Chalcopryrite (cuivre pyriteux) avec peu de pyrite et de quartz.	18	14,3	41
1,50	Bornite (cuivre panaché) et pyrite	31	21,4	53
1,66	N° 1	39	6,5	66
1,66	» 2	18	14,3	50
1,66	» 3	31	21,4	65
1,80	» 1	39	6,5	72
1,80	» 2	18	14,3	61
1,80	» 3	31	21,4	74
2,10	» 1 (fortement agglutiné à la base du tas)	39	6,5	94
2,10	» 3	31	21,4	86
2,25	Cuivre sulfuré et pyrite dans du quartz.	20	23,4	54

On donne aux tas la forme d'une pyramide tronquée à base rectangulaire. D'après une expérience de longues années aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord, la base de cette pyramide devrait avoir, en admettant que l'on dispose d'une quantité suffisante de minerai, au moins 13^m,40 de longueur et 7^m,80 de largeur. Avec des minerais renfermant de la pyrite, un tas offrant une pareille base et de 2 mètres de hauteur contient 218 tonnes de minerai et brûle environ

¹ *Modern American Methods of Copper Smelting*. New-York, 1892.

70 jours en un feu. Des tas plus petits exigent proportionnellement plus de travail et de combustible, tandis que de grands tas ayant jusqu'à 26 mètres de longueur, 13 mètres de largeur et 2^m,50 de hauteur ou contenant 200 à 400 tonnes, donnent des résultats économiques relativement plus favorables. A Røros, en Norwège, des tas de 400 à 500 tonnes fournissent les meilleurs résultats.

L'érection des tas commence par l'établissement du lit de combustible. On donne à ce dernier une hauteur de 20 à 37 centimètres, suivant la richesse en soufre des minerais et le pouvoir calorifique du bois. A des intervalles de 2^m,50 à 3 mètres, on laisse pour le passage de l'air des espaces vides de 15 à 18 centimètres de largeur, que l'on remplit de corps facilement inflammables. On construit ensuite des cheminées avec des planches, des poutrelles de bois ou du vieux fer. Le nombre de ces cheminées dépend du volume du tas. Ainsi, un tas de 218 tonnes, avec 13 mètres de longueur et 7^m,80 de largeur est muni dans sa ligne médiane de 3 cheminées carrées de 24 centimètres de côté. L'inclinaison latérale des tas doit être assez forte pour que les minerais ne puissent pas tomber de leur propre poids. Pour obtenir un bon grillage et pour que le tirage se maintienne dans de bonnes conditions, on fait déborder le bois de 30 à 35 centimètres au-dessus de la couche inférieure du minerai. (Aux États-Unis la consommation du bois pour 218 tonnes de minerai = 12 cordes. 1 corde = 128 pieds cubes anglais.) Le chargement de minerai sur le lit de grillage est effectué de la manière la plus commode et en même temps la moins coûteuse au moyen de wagonnets roulant sur une voie de fer établie sur des supports au-dessus de l'aire de grillage à une hauteur convenable de celle-ci et dans la ligne médiane des tas. On peut adapter à cette voie des plaques tournantes mobiles, qui à leur tour peuvent être reliées à des rails mobiles reposant sur des supports provisoires. A l'aide de ce dispositif, éprouvé par l'expérience aux États-Unis de l'Amérique du Nord, il est possible de déverser le minerai en un point quelconque des tas. Un pareil dispositif est représenté par les figures 1 et 2. Les minerais grillés sont chargés dans des wagonnets, qui roulent sur une autre voie de fer établie au niveau du gueulard des fours de fusion.

On déverse d'abord les minerais les plus gros sur le lit de combustible, ensuite les moins gros et enfin les schlichs. Dans les figures 1 et 2, les gros minerais sont indiqués par *c*, les moins gros par *b* et la couverture de schlichs par *a*. Cette dernière offre une importance toute particulière pour la réussite du grillage. L'expérience a appris, que la couverture de schlichs doit avoir une épaisseur déterminée. *Peters* (loc. cit.) admet comme suffisante une proportion de schlichs égale à 10 p. 100 du poids total des minerais. Le mieux est de n'appliquer la couverture de schlichs qu'après avoir allumé le tas, afin que le feu puisse se propager sans obstacle dans la masse du minerai.

Si les minerais contiennent beaucoup de pyrite, on peut recueillir une petite quantité du soufre. Dans ce cas, on pratique, une semaine après l'allumage des tas, dans la couverture de ceux-ci, de petites cavités hémisphériques, de 30 centimètres de diamètre et de 15 à 20 centimètres de profondeur, que l'on garnit de schlichs crus ou grillés. Dans ces cavités, il se condense une partie du soufre, qui est amené dans la partie supérieure du tas par l'air chaud dépouillé de son oxygène dans la partie inférieure et l'acide sulfureux chaud produit aux dépens de la pyrite. Comme la majeure partie du soufre est oxydée par l'oxygène de l'air, la quantité de soufre recueillie dans les cavités n'est que très-faible, elle ne forme qu'une fraction centésimale de la teneur en soufre du minerai. Le

soufre ainsi obtenu est en outre très-impur et il a besoin, avant de pouvoir

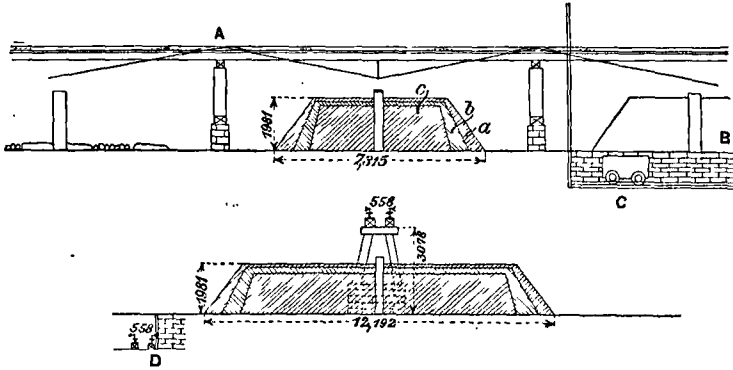


Fig. 1 et 2. — Grillage des minerais en tas ; dispositif usité aux Etats-Unis pour l'érection des tas et l'enlèvement des minerais grillés.

A. — Voie conduisant du dépôt des minerais aux tas de grillage. | B. — Mur latéral.
C et D. — Voies conduisant aux fours de fusion.

être employé, de subir un raffinage. L'extraction du soufre comme il vient d'être dit ne procure donc pas un grand bénéfice.

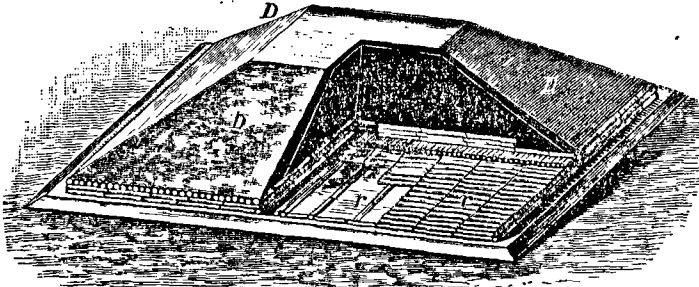


Fig. 3. — Grillage en tas ; section à travers un tas montrant la disposition du lit de bois.

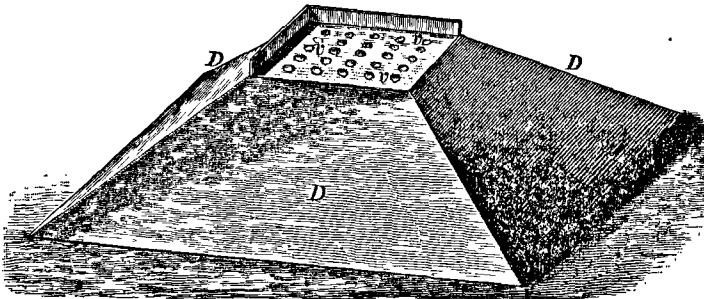


Fig. 4. — Grillage en tas ; tas dont la surface supérieure est munie de cavités pour recueillir le soufre.

La disposition d'un tas en vue de l'extraction du soufre est représentée par les figures 3 et 4. *r* est le lit de combustible, *D* la couverture ; *v* sont les cavités pour recueillir le soufre.

Si dans le tas de grillage le feu est trop intense, par suite d'un lit trop épais de combustible ou d'un tirage trop fort ou trop faible, une partie du sulfure de cuivre fond et s'agglomère avec une partie du sulfure de fer et se dépose sur la sole du tas sous forme d'une couche dense (appelée en Allemagne *Röstsohlen* — *semelles de grillage* — et en Amérique *heap-matte* — *matte de tas*). Celle-ci est plus riche en cuivre que le reste du tas et elle doit être de nouveau grillée séparément. On peut aussi lorsque sa teneur en cuivre est très élevée la considérer comme une matte cuivreuse et la traiter comme cette dernière.

Le grillage étant bien conduit, on peut obtenir jusqu'à 90 p. 100 de minerai bon pour la fonte, tandis que le reste, 10 p. 100, a besoin de subir un nouveau grillage. Une grande partie de ce minerai incomplètement grillé se compose ordinairement de schlich.

Le minerai bien grillé doit avoir une cassure terreuse et offrir une couleur noir-brun. Si le peroxyde de fer prédomine, la couleur est rouge, si c'est un mélange de peroxyde et d'oxydure, elle est noir-brun. Des masses poreuses agglomérées par fusion sont des silicates, desquels se sont écoulés les sulfures. Des masses denses fondues avec cassure à reflet métallique sont des sulfures.

Le degré de la désulfuration des minerais grillés en tas n'est pas facile à déterminer, parce qu'il est trop difficile et trop coûteux d'obtenir des échantillons moyens exacts. D'après *Peters* (loc. cit.), un tas de minerai de 300 tonnes, formé de cuivre pyriteux contenant de la pyrite, provenant de la mine Ely (Etat de Vermont), offrait, avant et après le premier feu, les teneurs suivantes en cuivre et en soufre :

	Avant le grillage	Après le grillage
Soufre	32,6 p. 100	7,4 p. 100
Cuivre	8,2 »	9,1 »
Résidu insoluble	27,0 »	31,1 »

Du cuivre de l'échantillon analysé, il s'en trouvait à l'état de :

Sulfate	1,3 p. 100
Oxyde	2,1 »
Sulfure	5,7 »

Les morceaux mal grillés du premier feu sont triés et soumis à un deuxième feu. Ce second grillage est ordinairement effectué sur des emplacements munis de toits. L'opération est habituellement terminée avec le deuxième feu.

Avec les minerais difficiles à griller, indépendamment du second feu, un troisième est dans beaucoup de cas encore nécessaire pour les morceaux mal grillés du deuxième feu. Les second et troisième feux ne durent en général que plusieurs semaines.

La consommation de combustible dans le grillage en tas est extrêmement variable et elle dépend de la teneur en soufre du minerai, de la grandeur des tas et du nombre des feux nécessaires pour le grillage. Aux Etats-Unis, on emploie pour les minerais contenant de la pyrite, réunis en tas de 218 tonnes, 5 cordes de bois pour 100 tonnes. Au Harz supérieur, on réunissait autrefois en tas de 108 à 117 tonnes des cuivres pyriteux avec 18 p. 100 de cuivre en moyenne et on les grillait en un feu pendant 8 à 13 semaines, avec 18 à 24 tonnes de bois. Au temps du séjour de l'auteur à Fernezely, près de Nagybanya, en Hongrie, on grillait à un feu, dans cette localité, des pyrites en tas de 120 à 240 tonnes, qui se composaient de trois couches de minerais en morceaux, dits *Stufferse*¹, et de schlichs. On em-

¹ Minerais bons à fondre sans préparation mécanique préalable, minerais de choix.

ployait pour 10 tonnes de minerai 11,5 mètres cubes de bois et 50 hectolitres de charbon de bois. Le grillage en tas est maintenant remplacé à Fernzely par le grillage en fours à cuve. — A Røros, en Norvège, les minerais pyriteux, avec 5 p. 100 de cuivre et 35 p. 100 de soufre, sont mis en tas de 7 mètres de largeur, de 1^m,75 de hauteur et de 15 à 30 mètres de longueur. Ils ne contiennent pas moins de 250 tonnes. Le grillage se conduit au mieux avec des tas de 500 tonnes. Par un feu, qui dure 5 à 6 semaines, les minerais sont grillés jusqu'à réduction de la teneur en soufre à 5,6 p. 100.

Une méthode particulière de grillage en tas a été appliquée, en 1888, par *Peters* et *Mc. Arthur* dans les usines de la *Canadian copper Company*, à *Sudbury* (Ontario) ¹. Cette méthode, dite *méthode en V*, consiste à réunir deux tas en combustion, au moyen d'un troisième que l'on établit entre les deux premiers.

Lorsque deux tas voisins sont en combustion depuis 14 jours, on érige un nouveau tas entre eux ; à cet effet, on dispose du bois sur l'emplacement qui les sépare et sur leurs longues parois latérales qui se regardent, puis on entasse le minerai aussi rapidement que possible. La figure 5 montre la disposition d'un pareil tas en V.



Fig. 5. — Disposition d'un tas de grillage en V (méthode de *Peters* et *Mc. Arthur*).

A. — *Schlich*. | C. — *Minerai de moyenne grosseur*.
 B. — *Gros morceaux*

A et B sont les deux tas voisins, tandis que C est le tas érigé entre eux.

Après l'allumage de ce dernier, les parois latérales des anciens tas tournées l'une vers l'autre entrent aussi en combustion et se grillent bien. La proportion pour cent du minerai mal grillé est par suite beaucoup plus faible que dans le grillage en tas ordinaire. En outre, la cour de grillage, dont la surface est ainsi mieux utilisée, peut aussi fournir un rendement plus grand. Cette méthode a probablement de l'avenir.

Grillage pour noyaux.

Le grillage pour noyaux ne peut être pratiqué qu'avec des mélanges de pyrite et de cuivre pyriteux exempts de gangues et non décrépitants. Pour arriver au résultat que l'on cherche à atteindre dans ce mode de grillage, on conduit l'opération très lentement, en ralentissant le tirage. Dans un grillage ainsi dirigé, le sulfure de fer, par suite de la grande affinité du fer pour l'oxygène, s'oxyde immédiatement, tandis que le sulfure de cuivre, à cause de sa grande affinité pour le soufre, reste indécomposé. La chaleur dégagée par l'oxydation du sulfure de fer suffit pour fondre le sulfure de cuivre. Ce dernier, traversant la croûte poreuse de peroxyde de fer qui s'est produite par suite de l'oxydation du sulfure de fer, pénètre à l'intérieur de chaque fragment du minerai et là se réunit aux sulfures non encore décomposés. De cette façon, il se forme d'abord, au-dessous de l'enveloppe poreuse de peroxyde de fer, un anneau dense et étroit entourant le minerai non décomposé et offrant la couleur du cuivre pyriteux. A mesure que la croûte poreuse devient plus épaisse, cet anneau avance concentriquement vers l'intérieur du fragment et il offre à sa surface de contact avec la croûte une coloration

¹ *Peters*, loc. cit.

d'abord violette, puis bleue, grise et enfin bronzée. Ces différents anneaux avancent peu à peu vers l'intérieur du fragment, qui finalement offre aussi une couleur de bronze. Les noyaux bronzés se composent de sulfure de cuivre, ne contenant qu'un peu de sulfure de fer. Lorsque tout le sulfure de fer est oxydé, il peut aussi s'oxyder du sulfure de cuivre, si l'on pousse le grillage trop loin. Il se forme de l'oxydure de cuivre, qui avec une partie du sulfure, se décompose en cuivre et acide sulfureux. Les trois figures 6, 7 et 8 montrent le degré d'avancement des sulfures métalliques vers l'intérieur du fragment aux différentes phases du grillage. Dans la figure 6, le fragment de minerai se trouve au commencement du grillage ; *a* est la croûte poreuse de peroxyde de fer ; *r* l'anneau de sulfures fondus et *S* est le noyau formé de sulfures non décomposés. La figure 7 montre le minerai après un grillage de plusieurs semaines ; *b* est la croûte

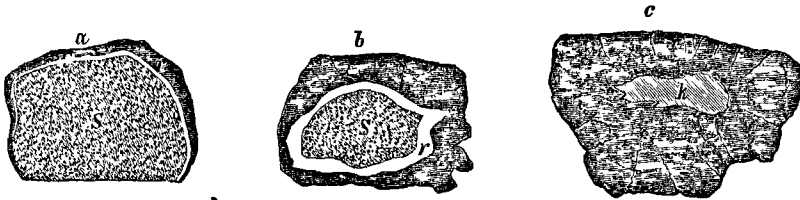


Fig. 6, 7 et 8. — Grillage pour noyaux ; aspect des noyaux pendant les différentes phases du grillage.

poreuse de peroxyde de fer, *r* est l'anneau de sulfures fondus, qui s'est avancé vers l'intérieur et s'est épaissi, et *S* est le noyau de sulfures non décomposés encore existant. Dans la figure 8 le fragment de minerai est représenté à la fin du grillage. Le noyau de sulfure non décomposé a disparu et à sa place se trouve un petit noyau *h* de sulfures fondus, offrant la couleur du cuivre sulfuré. Ce noyau est entouré d'une croûte poreuse, brun rouge de peroxyde de fer (*c*). Si le grillage avait été poussé plus loin avec un tirage suffisant, il se serait formé un noyau très riche en cuivre et finalement du cuivre métallique s'en serait séparé par réduction.

L'oxydation du sulfure de fer à l'intérieur du fragment est produite en majeure partie par l'acide sulfurique à l'état de vapeurs, qui s'est formé pendant le grillage, parce que l'intérieur des morceaux de minerai est rempli de vapeurs d'acide sulfurique et de soufre.

Le grillage étant bien conduit, on obtient des noyaux, qui, suivant la teneur en cuivre du minerai, renferment 7 à 60 p. 100 de ce métal et des croûtes d'une faible richesse en cuivre sous forme de sulfate et d'oxyde. Les noyaux sont séparés des croûtes par triage à la main, opération dans laquelle il est impossible de s'empêcher de toujours laisser quelques particules des sulfures du noyau dans les croûtes.

Les noyaux sont traités par voie ignée. Si leur teneur en cuivre est faible, on les fond pour matte à l'état brut ou après grillage préalable, si au contraire leur teneur est élevée, on les grille à mort et on les fond pour cuivre brut. Les croûtes sont traitées par voie humide, et à cet effet on dissout par lixiviation le sulfate de cuivre qu'elles renferment et de la lessive on précipite le cuivre par le fer.

Le grillage pour noyaux était en usage à *Agordo*, dans les Alpes vénitiennes,

à *Foldal*, en Norvège, à *Wicklow*, en Irlande, et à *Kejlabeg*, dans le Caucase. Il a été abandonné dans la plupart de ces localités, à cause de sa longueur, à cause de la perte en cuivre due aux oxydes et surtout aux sulfures de ce métal restés dans les croûtes, et aussi à cause de la grande dépense qu'entraîne la séparation des noyaux d'avec les croûtes, laquelle ne peut être faite qu'à la main. Mais il peut être avantageux dans les régions incultes, où, le combustible étant cher et la main-d'œuvre à bas prix, on n'a pas de débouchés pour les pyrites cuivreuses et où on ne peut pas non plus employer celles-ci à la fabrication de l'acide sulfurique.

A *Agordo*, où l'auteur a étudié pour la première fois le grillage pour noyaux, on soumettait à ce traitement des pyrites cuprifères avec 2 p. 100 de cuivre. Celles-ci étaient accumulées sur un lit de bois en tas de 7 mètres de longueur sur 6 mètres de largeur et 2^m,60 de hauteur et contenant 250 à 300 tonnes. Pour modérer le tirage, on établissait des cloisons de minerais menus dans le tas lui-même, et on appliquait sur ce dernier deux couvertures l'une de schlichs, l'autre de croûtes de noyaux lessivées, épaisses chacune de 33 centimètres. Le lit de bois

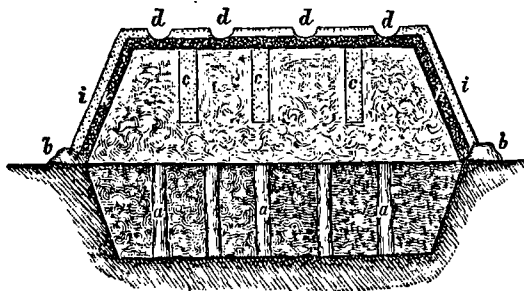


Fig. 9. — Disposition d'un tas de grillage pour noyaux à Agordo (Vénétie).

était disposé sur une couche de ces mêmes croûtes lessivées, qui étaient entassées dans le sol creusé à 2 mètres de profondeur. Dans la masse de ces résidus on enfonçait, à 1 mètre de distance l'un de l'autre, de gros morceaux de bois, qui après la mise à feu des tas brûlaient en produisant des canaux, par lesquels pouvait arriver l'air nécessaire pour l'oxydation des sulfures. Les cloisons pour modérer le tirage n'étaient élevées qu'à partir de 66 centimètres au-dessus de la base du tas, et elles étaient disposées suivant la direction de la longueur de ce dernier. Dans la couverture supérieure, on pratiquait des cavités hémisphériques pour recueillir le soufre.

La figure 9 représente la disposition d'un pareil tas de grillage. *a, a* sont les morceaux de bois implantés dans les croûtes de noyaux ; *b, b* sont des pierres pour soutenir la couverture, *c, c* les cloisons établies dans le tas, *d, d* les cavités pour recueillir le soufre ; *h* est la couverture de schlich, *i* la couverture de croûtes de noyaux lessivées. On met le feu au tas par ses quatre angles. Cinq ou six semaines après l'allumage, le soufre apparaît dans la couverture et se rassemble dans les cavités *d*, d'où on l'enlève de temps en temps avec une cuiller en fer, pour le purifier ensuite par fusion dans des chaudières également en fer. La condensation du soufre s'arrête six semaines avant la combustion complète du tas. La durée du grillage est de 8 à 10 mois. La consommation de bois est de 6 mètres cubes pour un tas de 200 tonnes.

Le grillage terminé, on laissait refroidir les tas pendant 1 mois et on soumettait ensuite au triage à la main les morceaux de minerais, triage qui était effectué par des petits garçons. On devait éviter dans cette opération de laisser une partie des sulfures dans les croûtes, mais d'un autre côté une partie de ces dernières ne pouvait pas être séparée complètement des noyaux. On obtenait 13 p. 100 de noyaux et 87 p. 100 de croûtes. Les noyaux renfermaient en moyenne 6 p. 100 de cuivre ; ceux des minerais riches en contenaient 9 à 10 p. 100 et ceux des minerais pauvres 3,45 p. 100.

En *Norvège*, on obtenait avec des minerais tenant 0,5 à 1 p. 100 de cuivre des noyaux dont la richesse en ce métal variait de 7 à 15 p. 100.

Dans le *Caucase*, où l'auteur a introduit le grillage pour noyaux, des minerais avec une teneur en cuivre de 7 à 10 p. 100 donnaient, après un grillage de 6 mois, des noyaux renfermant 35 à 45 p. 100 de cuivre. Les croûtes contenaient 3 à 4 p. de cuivre, dont 2,5 à 3 p. 100 à l'état de sulfate et 0,5 à 1 p. 100 à l'état d'oxyde.

Grillage des schlichs en tas.

Pour griller les schlichs, il est indispensable de les agglomérer d'abord en morceaux, qui sont ensuite soumis à une dessiccation complète. Comme substance agglutinante, on emploie des eaux vitrioliques seules ou mélangées avec un peu d'argile. Comme cette agglomération des schlichs exige une grande dépense de main-d'œuvre, on ne la pratique pour le grillage en tas que lorsqu'il s'agit de transformer le cuivre en sulfate, c'est-à-dire d'extraire ce métal par voie humide. Autrement, on préfère griller les schlichs en fours à cuve, à réverbère ou à moufles ou les fondre à l'état cru. L'agglomération des schlichs en morceaux et le grillage de ceux-ci en tas, en vue de la transformation du cuivre en sulfate, étaient autrefois pratiquées avec des schlichs pyriteux pauvres en cuivre, par exemple, à Agordo, dans les Alpes vénitiennes.

Élimination du bitume des minerais de cuivre par combustion en tas.

Certains schistes cuprifères renferment des substances bitumineuses, qui exercent une influence fâcheuse lors de la fonte des minerais et qui par suite doivent être préalablement éliminées de ceux-ci. Le seul moyen à employer avec avantage pour l'élimination du bitume est la combustion en tas de ce dernier. Des minerais de ce genre sont les schistes cuprifères des mines de la Société du Mansfeld. Ce sont des schistes bitumineux argilo-calcaires avec 1,8 à 3,7 p. 100 de cuivre et une certaine teneur en argent (0,53 à 0,58 p. 100 de celle en cuivre). Ils sont exclusivement soumis à une combustion en tas, en vue de l'élimination de leur bitume, parce que celui-ci occasionne une grande dépense de combustible lorsqu'on fond les schistes dans des fours à cuve et qu'il donne lieu à la formation de scories difficilement fusibles et riches en cuivre. Dans d'autres cas, on fondait les schistes crus pour rassembler en une matre leur faible teneur en cuivre. Tandis qu'autrefois on accumulait les schistes en tas de 1200 à 1500 tonnes, dont la combustion exigeait six mois, on les réunit maintenant en tas longs et étroits de 600 tonnes tout au plus, qui atteignent le même but que les grands en 4 semaines seulement, ce qui réduit considérablement les frais. Un lit de bois n'est pas nécessaire pour les schistes cuprifères, parce que le bitume que ceux-ci renferment suffit pour entretenir la combustion. Mais il est nécessaire, pour la mise à feu, de disposer autour de la base du tas une couche de menus branchages. Le menu de schiste est mélangé avec du goudron et moulé en briquettes -

à l'aide d'une presse. Ces dernières sont brûlées en tas avec les schistes en morceaux.

D'après ce qui a été dit précédemment, on n'a pas pour but, par la combustion, de produire une transformation chimique partielle des sulfures contenus dans les schistes, comme c'est le cas dans le grillage, mais uniquement d'éliminer les corps bitumineux des schistes et aussi en même temps leur acide carbonique et leur humidité.

Grillage en stalles.

Le *grillage en stalles* ou *cases murées* est employé aussi bien pour le grillage normal que pour le grillage pour noyaux.

On distingue les stalles avec et sans lit de combustible, les stalles ouvertes et fermées, les stalles avec canal pour l'entraînement des gaz et cheminée et les stalles sans ce dispositif. La section horizontale des stalles est rectangulaire, carrée ou circulaire. Cette dernière forme est plus rare ; elle est usitée pour le grillage de minerais de cuivre contenant du mercure en Hongrie (Stephanshütte, près G'lnitz) et pour celui de minerais de cuivre pyriteux dans de petites usines de la Transcaucasie (Allawerdi, Karabach). On préfère généralement les stalles rectangulaires, parce que, étant juxtaposées, elles occupent moins d'espace, parce que les gaz peuvent être éconduits plus commodément et parce que leur chargement et leur déchargement sont plus commodes.

Les conditions à réaliser pour le grillage en stalles sont les mêmes que pour le grillage en tas. Seulement, avec le premier, le tirage étant réglé convenablement, l'opération est plus rapide et on peut faire passer les gaz dégagés dans des cheminées. Cependant, les avantages d'un grillage rapide et uniforme ne peuvent être réalisés que lorsque les gaz sont conduits dans des cheminées et que le tirage est réglé avec soin. Des stalles avec tirage imparfait, comme on en rencontre souvent, donnent des résultats beaucoup plus défavorables que les tas. C'est pour cela que fréquemment on a abandonné de pareilles stalles pour revenir au grillage en tas. Il faut encore ajouter que le tirage est d'autant plus difficile à régler que les stalles sont plus grandes. Pour obtenir un grillage parfait et rapide, il ne faut donc pas donner aux stalles de trop grandes dimensions. Des stalles sans canaux pour l'entraînement des gaz et sans cheminées exigent pour le grillage le même temps que les tas. Seulement, elles protègent contre le vent et les intempéries, elles conservent mieux la chaleur que les tas et elles empêchent la lixiviation du sulfate de cuivre par les eaux pluviales.

On doit donc, d'après cela, employer, au lieu de grandes stalles, un grand nombre de petites stalles munies d'un dispositif pour l'entraînement des gaz dans des cheminées tirant bien. Pour que le tirage soit bon, la cheminée doit avoir 20 à 25 mètres de hauteur. Avec une cheminée moins haute, le grillage exige plus de temps.

Lorsqu'on se sert de stalles ouvertes supérieurement, on empêche l'accès de l'air en disposant sur les couches supérieures de minerai une couverture de schlichs suffisamment épaisse et dense. Dans quelques localités, ces stalles sont aussi munies d'un couvercle en tôle. Le côté antérieur ouvert des stalles est fermé par un mur provisoire en pierres sèches, pourvu des ouvertures nécessaires pour le tirage, ou bien la clôture est obtenue au moyen d'un mur de gros morceaux de minerai brut ou de maîtes de cuivre, dans lequel on ménage également un

certain nombre d'ouvertures pour le tirage. Il est aussi convenable de laisser, pour l'entrée de l'air, dans les parois latérales de la stalle des ouvertures, qui communiquent avec un canal longitudinal ménagé dans chaque paroi. La paroi postérieure de la stalle forme en même temps une partie d'une des parois latérales du canal abducteur des gaz communiquant avec la cheminée. Elle est munie d'une série d'ouvertures rectangulaires, par lesquelles les gaz du grillage pénètrent dans le canal principal. Dans les grandes usines, deux séries de stalles sont ordinairement adossées par leurs parois postérieures, de façon que celles-ci laissent entre elles le canal principal, que l'on recouvre d'une voûte. La grandeur des stalles en question (avec cheminée de tirage) dépend, dans certaines limites, de la teneur en soufre des minerais.

Les minerais avec une teneur élevée en acide silicique et une faible richesse en soufre exigent des stalles plus élevées et plus larges que ceux qui renferment beaucoup de soufre et peu d'acide silicique. Pour les minerais d'une richesse moyenne en pyrite (30 p. 100 de soufre), on a trouvé, dans l'État de Montana, que les dimensions intérieures les plus convenables à donner aux stalles étaient : 2^m,5 de longueur, 2 mètres de largeur et 1^m,80 de hauteur. De pareilles stalles contiennent 20 tonnes de minerai, qui est grillé en 10 jours. Avec des stalles plus grandes, la teneur en soufre du minerai étant la même, la durée de l'opération est proportionnellement la même, mais le grillage est moins bon.

Comme exemple des petites stalles avec cheminée de tirage qui viennent d'être décrites, on peut citer celles des usines de la *Parrot Copper and Silver Company*, à *Butte*, dans l'État de Montana ; ces stalles, que l'auteur a pu examiner, en visitant les usines de cette société, sont représentées par les figures 10 et 11.

Ces stalles sont construites avec des laitiers, sans tirants, et formées de deux séries de cases juxtaposées, adossées par leurs parois postérieures, de façon que celles-ci laissent entre elles le canal pour l'entraînement des gaz. Le chargement des cases s'effectue comme il a été dit pour l'érection des tas, à l'aide d'une voie de fer établie au-dessus et de plaques tournantes mobiles s'y rattachant et de supports provisoires pour des rails mobiles. K est le canal ménagé entre les deux séries de stalles pour l'entraînement des gaz dans la cheminée E ; il est en maçonnerie reliée avec du mortier d'argile et recouvert d'une voûte en briques ; son diamètre intérieur est égal de 61 centimètres ; la cheminée a 25 mètres de hauteur, et une section carrée de 1^m,60 de côté intérieurement. Le canal et la cheminée servent pour deux séries de chacune 28 stalles, qui ont intérieurement 2^m,44 de longueur, 1^m,982 de largeur et 1^m,83 de hauteur. *v, v, v* sont les canaux ménagés dans les parois postérieures, lesquels conduisent les gaz du grillage des stalles dans le canal K. Dans chaque paroi postérieure, il y a neuf de ces ouvertures à trois hauteurs différentes, comme on peut le voir dans le dessin ; elles ont 0^m,152 de longueur et 0^m,050 de hauteur. Dans les parois latérales de chaque stalle existent également de pareilles ouvertures *o, o, o*. Les parois latérales externes des stalles qui occupent les extrémités de chaque série communiquent directement avec l'air par ces ouvertures, tandis que les autres reçoivent l'air par des canaux longitudinaux pratiqués dans chacune d'elles et divisés en deux parties suivant leur longueur au moyen d'une cloison en maçonnerie. Ces canaux longitudinaux ne vont pas jusqu'au canal principal. Par suite de leur division en deux parties, l'air peut pénétrer dans les stalles qui ont une paroi latérale commune. Le tirage est réglé au moyen d'un registre adapté dans le canal principal et aussi en rétrécissant plus ou moins les ouvertures de la paroi postérieure de la stalle au moyen de briques.

Chaque stalle contient 20 tonnes de minerai. La durée du grillage est de dix jours.

Sur la sole plane de la stalle, on établit d'abord, avec des morceaux de mi-

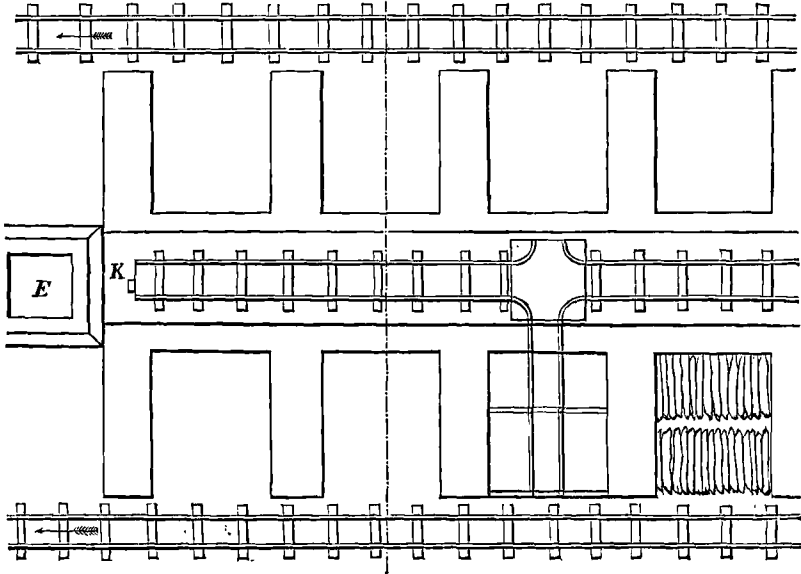


Fig. 10. — Coupe horizontale de deux séries de stalles de grillage adossées (usine de la Parrot Copper and Silver Company).

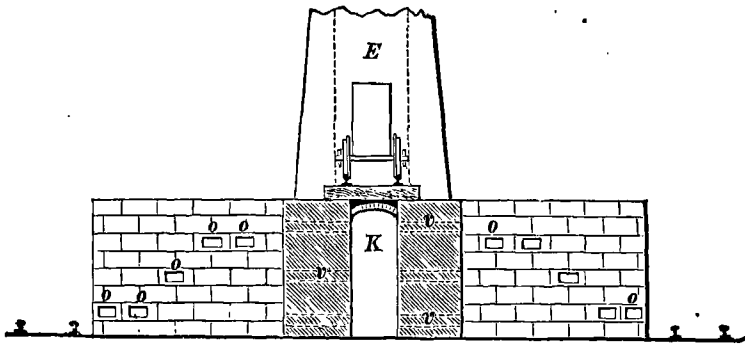


Fig. 11. — Coupe verticale de deux des stalles adossées de la figure 10.

nerai brut, trois canaux parallèles aux longs côtés de la stalle, et on les remplit et les entoure de petits morceaux de bois facilement inflammables. Ensuite, on dispose entre eux et sur les canaux le lit de bois proprement dit, que l'on compose avec des morceaux pas trop gros, puis on charge le minerai sur ce lit. De temps en temps, on place aussi des morceaux de bois contre les parois latérales et la paroi postérieure de la stalle, pour que le feu puisse se propager uniformément dans la masse. Sur les gros morceaux de minerai on dépose les minerais

fins, que l'on recouvre d'une couche de schlichs et par-dessus celle-ci on applique une seconde couverture de menu grillé. Ordinairement, on met sous la couche de schlich cru une couche de déchets de bois, afin de favoriser le grillage des schlichs. On ferme le côté antérieur de la stalle à l'aide d'un mur de gros morceaux de minerai cru, dans lequel on ménage les ouvertures pour l'entrée de l'air ou au moyen d'une maçonnerie en briques sèches, dans laquelle on laisse également les ouvertures nécessaires.

Lorsque le grillage a été mis en train par l'allumage de la stalle, on peut reconnaître, le tirage ayant été réglé, la marche normale du grillage à l'élévation graduelle de la couverture. Il se produit, en effet, pendant le grillage, une aug-

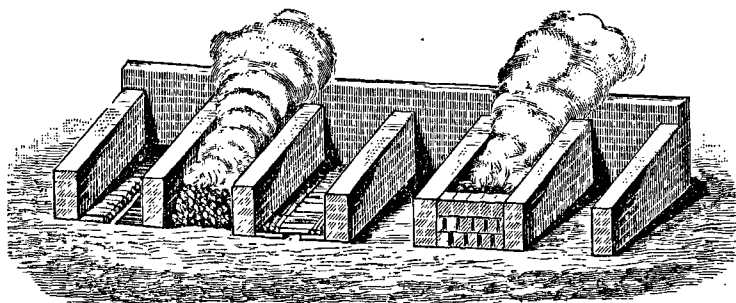


Fig. 12. — Stalles sans cheminée complètement ouvertes en avant.

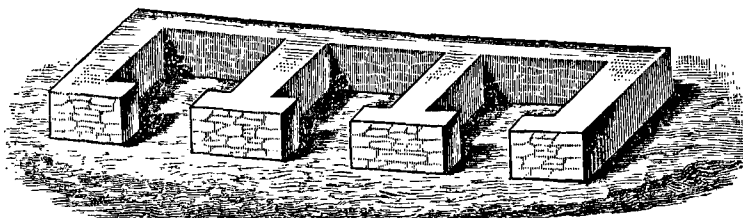


Fig. 13. — Stalles sans cheminée en partie fermées en avant.

mentation de volume. Cette dernière ne peut pas, comme dans le grillage en tas, agir latéralement sur la masse du minerai, mais elle fait sentir son action de bas en haut, la masse se trouvant retenue de chaque côté par les parois de la stalle. Avec des minerais pyriteux, l'élévation de la masse atteint en totalité $0^m,305$ et elle peut progresser de $0^m,076$ par 24 heures.

Le résultat du grillage est, en admettant que le tirage soit réglé convenablement, analogue à celui d'un bon grillage en tas. Si la cheminée est basse et, par suite de cela, le tirage plus faible, le grillage est plus long. Avec des minerais pyriteux, la quantité de bois consommée est très faible. Elle s'élève dans les stalles qui viennent d'être décrites, pour les minerais avec 30 p. 100 de soufre et 25 p. 100 d'acide silicique, à $1/5$ de corde pour 20 tonnes ou à $1/100$ de corde par tonne de minerai (1 corde = 128 pieds cubes anglais).

Des stalles *avec sole plane* et *sans cheminée de tirage* étaient autrefois fréquemment employées et le sont même encore actuellement. Les résultats du grillage dans ces stalles, relativement à sa perfection et à la consommation de

bois, sont cependant de beaucoup inférieurs à ceux que fournissent les petites stalles avec cheminée de tirage.

De pareilles stalles étaient employées, par exemple, en Suède. Elles avaient $4^m,15$ à $4^m,35$ de longueur, 3^m à $3^m,5$ de largeur et $1^m,18$ à $1^m,78$ de hauteur.

Les minerais contenaient, avec une faible quantité de cuivre pyriteux, de la pyrite et de la blende (Atvidaberg), et à Fahlun également de la galène. Le grillage à un feu durait quatre à six semaines. Les stalles contenaient en moyenne 75 tonnes de minerai, pour lesquelles on consommait 8 mètres cubes de bois.

La disposition de ces stalles sans cheminée de tirage est représentée par les figures 12 et 13. Dans la figure 12, le côté antérieur des stalles est complètement ouvert, tandis que dans les stalles de la figure 13 il ne l'est que partiellement.

Dans les deux cas, la stalle est fermée en avant par un mur provisoire, comme

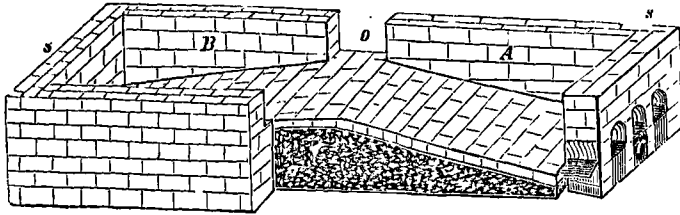


Fig. 14. — Stalle de Wellner.

on peut le voir dans la figure 12. Les gaz du grillage se dégagent à travers la couche de menu qui recouvre le minerai.

Les stalles sans lit de bois, dites *stalles de Wellner* ou *de Freiberg*, ont une sole inclinée et peuvent fonctionner aussi bien avec que sans cheminée. La figure 14 représente une pareille stalle sans cheminée. Elle se compose de deux moitiés A et B, qui peuvent être chargées alternativement par les ouvertures o.

Dans chacun des côtés étroits s de la stalle se trouvent quatre foyers à grille r, à l'aide desquels on allume le contenu de la stalle. Lors du chargement de celle-ci, on construit, avec des morceaux de minerai cru, dans le prolongement des foyers, des canaux par lesquels passent les gaz dégagés par le combustible des foyers. Ces gaz s'échappent, de même que ceux du grillage, par la couverture de la stalle. Après le chargement de celle-ci, on entretient le feu jusqu'à ce que la couche inférieure du minerai soit entrée en combustion. Si les minerais doivent être grillés plusieurs fois, on ne charge que la moitié de la stalle et on laisse l'autre moitié libre pour y soumettre le même minerai à un deuxième feu. La longueur d'une moitié de stalle s'élève intérieurement à $2^m,50$ -3 mètres, la largeur à 3 mètres- $3^m,50$, les foyers étant au nombre de quatre.

Si ces stalles doivent être mises en communication avec une cheminée, on construit dans le point où les deux moitiés sont contiguës un canal descendant vertical qui communique avec un autre canal horizontal débouchant dans la cheminée.

Les stalles de Wellner offrent l'avantage de permettre l'emploi de n'importe quel combustible pour l'allumage des masses de minerais. Mais, elles sont difficiles à charger et à décharger, si l'on ne fait pas usage d'une voie supérieure.

Bien qu'elles soient tout à fait convenables lorsqu'on n'a pas de bois pour établir un lit de grillage, elles n'ont cependant été introduites que dans un petit nombre de localités.

Lorsque le grillage ne doit avoir lieu que très lentement, comme lors du grillage pour noyaux et de la sulfatation des minerais de cuivre sulfurés, on emploie des stalles beaucoup plus grandes que celles qui viennent d'être décrites.

Le type de la stalle de grillage pour noyaux est la *stalle styrienne*, telle qu'elle était autrefois employée à Agordo ; elle est représentée par les figures 15 et 16. Elle a 117 mètres de longueur, 4^m,30 de largeur et 2^m,50 de hauteur. Dans ses

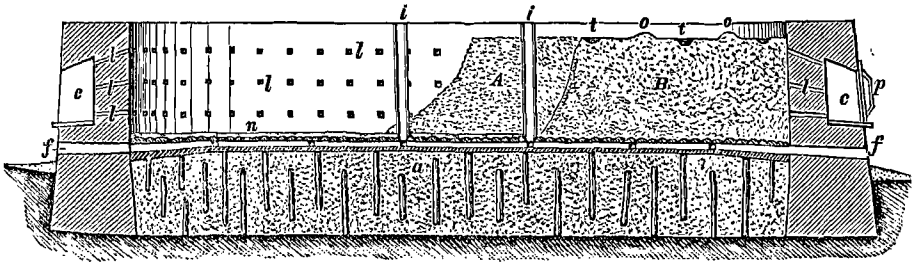


Fig. 15. — Stalle styrienne ; coupe verticale suivant la longueur.

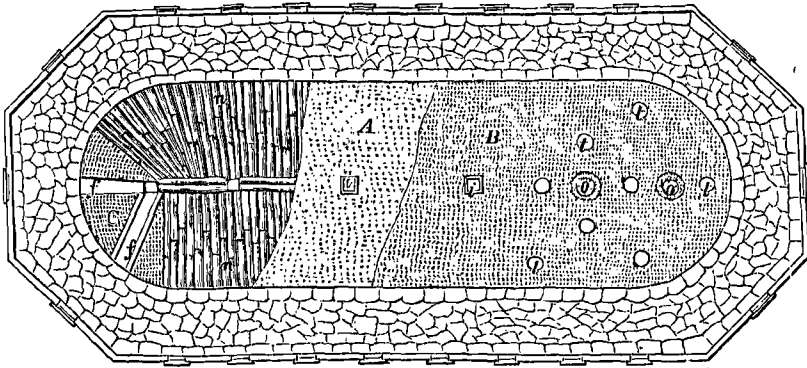


Fig. 16. — Stalle styrienne ; coupe horizontale.

parois, épaisses de 4^m,60, se trouvent des canaux *l*, conduisant dans les récipients *c* le soufre mis en liberté pendant le grillage. Dans chacun de ces récipients, qui sont fermés par les portes *p*, débouchent 12 des canaux dont il vient d'être question. La sole *a* des stalles se compose, comme celle des tas pour grillage en noyaux décrits précédemment, de croûtes de noyaux lessivées, dans lesquelles sont enfoncés des morceaux de bois. Elle est pourvue d'une série de canaux longitudinaux *f* pour le passage de l'air, lesquels lors du chargement de la stalle sont recouverts de pierres plates. Le chargement se fait d'abord par une porte pratiquée dans la maçonnerie et à la fin en déversant le minerai par-dessus celle-ci. Sur la sole on met d'abord une couche de bois *n*. Sur cette dernière, on établit des conduits d'aérage en bois *i*, que l'on met en communication avec les canaux *f*. Après l'allumage de la stalle, ces conduits sont remplis avec des

schlichs. Sur les minerais en morceaux, on verse une couche de schlichs et par-dessus celle-ci on met une couche de croûtes de noyaux lessivées, dans laquelle on pratique des cavités hémisphériques *t* pour recueillir le soufre qui traverse la couverture. Le grillage dans ces stalles dure 6 à 8 mois.

Grillage en fours à cuve.

Le *grillage en fours à cuve* a, sur les grillages en tas et en stalles, l'avantage de pouvoir être effectué sans combustible avec des minerais d'une richesse en soufre convenable ; en outre, il permet d'employer les gaz dégagés à la préparation de l'acide sulfurique et l'opération peut se faire à marche continue. C'est pour cela qu'il a presque complètement supplanté le grillage en tas dans les pays cultivés, dans lesquels il y a un intérêt évident à supprimer les vapeurs d'acide sulfureux. Les fours à cuve conviennent aussi bien pour le grillage des minerais en morceaux que pour celui des menus. Les gaz dégagés de ces fours doivent contenir au moins 5 volumes pour cent d'acide sulfureux, pour qu'on puisse les traiter encore avec avantage pour acide sulfurique.

Grillage en fours à cuve des minerais en morceaux.

Les minerais en morceaux à griller dans les fours à cuve doivent avoir une teneur en soufre telle qu'ils brûlent d'eux-mêmes, et à la température de grillage, ils ne doivent ni s'agglutiner, ni décrépiter. Plus les minerais sont riches en soufre, plus le grillage est complet. La désulfuration des minerais de cuivre plombifères (par exemple, ceux du Rammelsberg, près Goslar, avec 27 p. 100 de soufre, 5 p. 100 de cuivre, 9-10 p. 100 de plomb) ne peut pas, dans ces fours, être poussée aussi loin que l'exige leur fusion pour matte. C'est pourquoi il est nécessaire, après leur grillage en fours à cuve, de leur faire subir encore un grillage en tas. Le grillage en fours à cuve n'est pas applicable aux cuivres pyriteux purs, parce que ceux-ci fondent trop facilement, qu'ils décrépitent au feu et que les gaz qu'ils dégagent sont pauvres en acide sulfureux. Les minerais les plus propres pour ce genre de grillage sont les pyrites pas trop riches en cuivre (n'en contenant pas plus de 10 p. 100), comme, par exemple, les pyrites de Rio-Tinto (Espagne), avec 3 à 4 p. 100 de cuivre et 48 p. 100 de soufre, les pyrites de l'Etat de Vermont (Canada), avec 45 p. 100 de soufre et 3,5 p. 100 de cuivre, les minerais pyriteux du Rammelsberg avec 7-8 p. 100 de cuivre et 41-42 p. 100 de soufre.

Le menu ne peut être grillé dans les fours à cuve pour minerais en roche que lorsqu'il a été aggloméré en boules ou en cubes avec de l'argile et des eaux vitrioliques, et ensuite parfaitement desséché. Mais il peut se griller beaucoup mieux et avec bien moins de frais dans les fours à cuve pour minerais pulvérulents.

Lorsque le combustible est très cher et la main-d'œuvre à bon marché, on grille aussi des minerais riches en cuivre sans traitement des gaz dégagés pour acide sulfurique. (*Oxford Nickel and Copper Company, Sherbrooke, province de Québec ; Caucase.*)

Les fours à cuve usités pour le grillage sont soit des brûleurs à pyrites, soit des kilns.

Les *brûleurs à pyrites* (nommés en Allemagne *Kiesbrenner* et en Angleterre *pyrites burners*) sont des fours bas (ordinairement de 1 mètre de hauteur), dans

lesquels les minerais à griller reposent sur une grille formée de barreaux mobiles. Les *kilns*, qui dans quelques localités sont appelés simplement *fours à cuve*, sont des fours assez hauts (jusqu'à 4^m,50) avec ou sans grille. Dans les brûleurs, on grille des minerais riches en soufre en petits morceaux (depuis la grosseur d'une fève jusqu'à celle d'une noix, de 3 centimètres de côté tout au plus) en

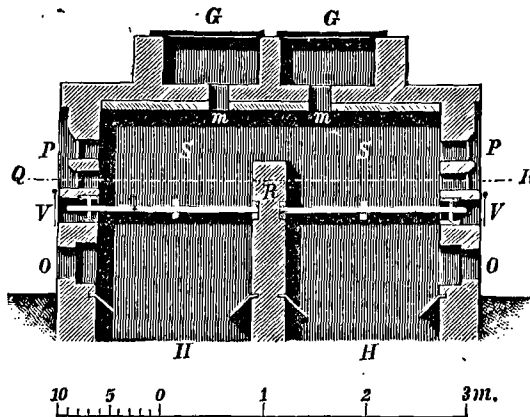


Fig. 17. — Brûleur à pyrites allemand (Kiesbrenner); coupe verticale de deux cuves adossées suivant la ligne OP de la figure 18.

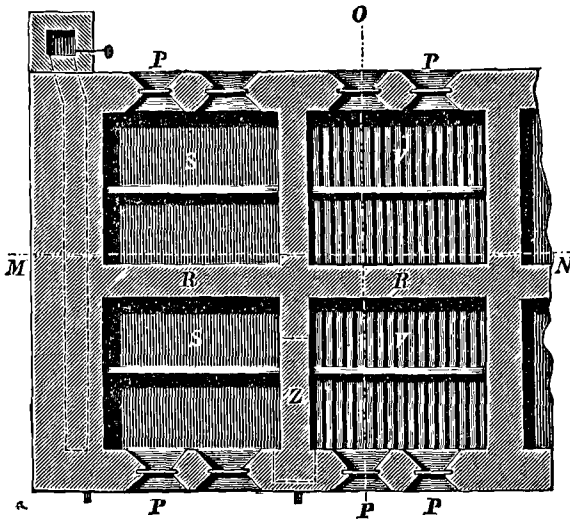


Fig. 18. — Brûleur à pyrites allemand; coupe horizontale au niveau de la ligne QR de la figure 17.

couches de 40 à 60 centimètres d'épaisseur, tandis que dans les kilns on traite des minerais plus pauvres en soufre, en morceaux plus gros (jusqu'à 6 centimètres de côté) et en longues colonnes.

Les brûleurs sont employés dans la plupart des fabriques d'acide sulfurique

pour le grillage des pyrites. Chaque four peut griller en 24 heures jusqu'à 500 kilogr. de minerais. Les figures 17, 18 et 19 représentent d'anciens dispositifs, tels qu'ils sont en usage dans l'usine d'Oker pour le grillage des minerais de cuivre pyriteux du Rammelsberg. Dans cette usine, 8 brûleurs sont adossés deux à deux de façon à former un système, dans lequel deux cuves opposées ont leur paroi postérieure commune. Chaque cuve a intérieurement 1 mètre de hauteur, 1^m,75 de largeur et 1^m,46 de profondeur. La paroi postérieure, commune à deux cuves opposées, n'a que la hauteur de la colonne de la charge. Grâce à cette disposition, les variations de température qui se produisent pendant les différentes phases du grillage sont exactement les mêmes dans les deux cuves communiquant l'une avec l'autre. La sole du four est formée par une grille V. Celle-ci se compose de barreaux placés sur un de leurs angles et auxquels on peut à l'aide d'une clef à vis imprimer à droite ou à gauche un mouvement de rotation de 90°. On peut, de cette façon, agrandir l'espace entre les barreaux et vider le four lorsque le minerai est grillé. Celui-ci tombe dans le canal ménagé au-dessous de la grille et dans lequel se trouvent des wagonnets prêts à le recevoir. Le chargement du

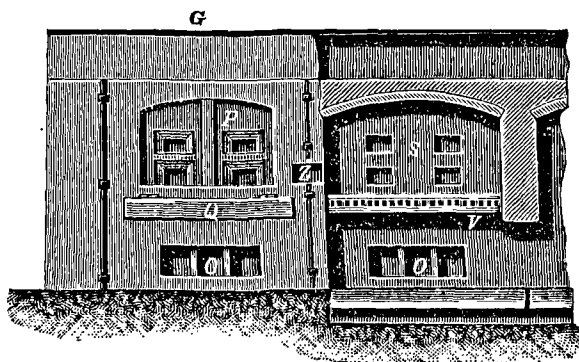


Fig. 19. — Brûleur à pyrites allemand ; élévation de la face antérieure d'un four et coupe verticale suivant la ligne MN de la figure 18.

minerai a lieu par la série supérieure des ouvertures P, qui sont munies de portes en fonte. (Fréquemment, ce qui est du reste plus commode, on effectue le chargement par des ouvertures pratiquées dans la couverture du four.) Les ouvertures inférieures P, de même que les supérieures, servent à l'introduction de ringards pour empêcher l'agglutination des minerais et les désagréger. L'air pénètre par les ouvertures O pratiquées dans les parois latérales au-dessous de la grille. Par une ouverture *m* ménagée dans la voûte des fours, les gaz dégagés se rendent dans les canaux G et de ces derniers dans la fabrique d'acide sulfurique. Au niveau du côté antérieur de la grille se trouvent des portes à charnière (Q, fig. 19), que l'on rabat au moment où l'on fait tomber du four le minerai grillé (en tournant les barreaux de la grille). Z est une niche ménagée dans la maçonnerie du four et revêtue de plaques de fonte, qui est destinée à recevoir des boîtes en fonte, contenant la charge de salpêtre de soude et d'acide sulfurique pour la production de l'acide azotique nécessaire à la fabrication de l'acide sulfurique. Cette niche, qui peut être fermée à l'aide d'une porte en fonte, communique par un conduit ascendant avec le canal abducteur des gaz G. Les gaz

nitreux passent dans ce conduit par le canal G, où ils se mélangent avec les gaz du grillage et se rendent ensuite avec eux dans la fabrique d'acide sulfurique.

A Oker, dans un massif de 8 brûleurs, on grille par jour 3500 kilogr. de minerais ou 166 kilogr. par mètre carré de surface de grille. Les nouveaux brûleurs d'Oker possèdent trois séries de portes de travail.

La disposition des brûleurs à pyrites usités en Angleterre (*pyrites burners*), lesquels sont munis de plaques en fonte sur leur face antérieure, est représentée par les figures 20, 21 et 22. Ces figures, qui nous ont été communiquées par

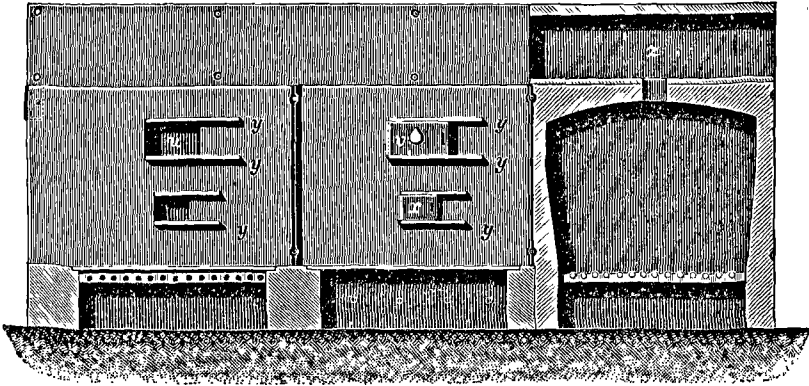


Fig. 20. — Brûleur à pyrites anglais (*pyrites burner*); vue de face et coupe transversale.

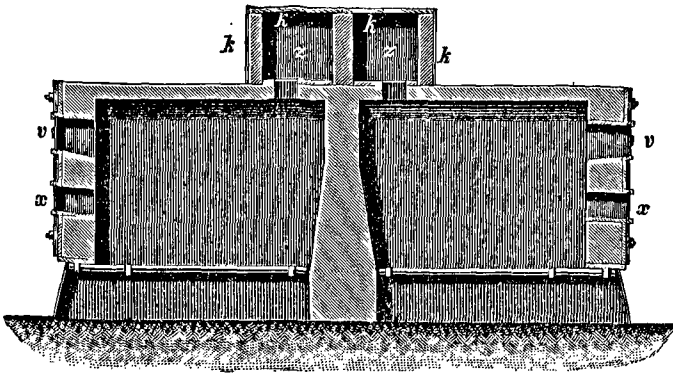


Fig. 21. — Brûleur à pyrites anglais; coupe longitudinale.

Lunge, sont dessinées à l'échelle de 1 : 50. *v, v* sont les ouvertures pour le chargement des pyrites, *x, x* les ouvertures pour piquer la masse pendant le grillage, *z, z* les canaux abducteurs de l'acide sulfureux. Les portes des ouvertures *v* et *x* glissent dans les coulisses *y*, venues de fonte avec les plaques qui revêtent la façade des fours.

La marche des brûleurs à pyrites est continue, c'est-à-dire qu'après qu'on a extrait du four une certaine quantité de minerai grillé on charge immédiatement une quantité équivalente de minerai cru.

Le déchargement et le chargement à nouveau d'une cuve ont lieu à Oker toutes

les 16 heures. Le réglage du courant d'air offre une grande importance. Il faut introduire par les grilles non seulement la quantité d'air indispensable pour le grillage, mais encore l'air qui est nécessaire pour la transformation de l'acide sulfureux en acide sulfurique dans les chambres de plomb et enfin encore un certain excès, dont l'oxygène doit suroxyder le bioxyde d'azote qui peut être contenu dans les gaz sortant des chambres (quantité qui doit correspondre à 5 p. 100 d'oxygène dans ces derniers gaz), afin qu'il puisse être recueilli sous forme d'acide hypoazotique dans la tour de Gay-Lussac.

Si les gaz dégagés renferment trop d'air, ils sont trop pauvres en acide sulfureux ; s'ils en contiennent trop peu, le grillage est incomplet et les sulfures contenus dans ce four s'agglutinent fortement ou même entrent en fusion. En outre, dans la fabrique d'acide sulfurique la production de ce dernier est insuffisante, et il se perd aussi des gaz nitreux.

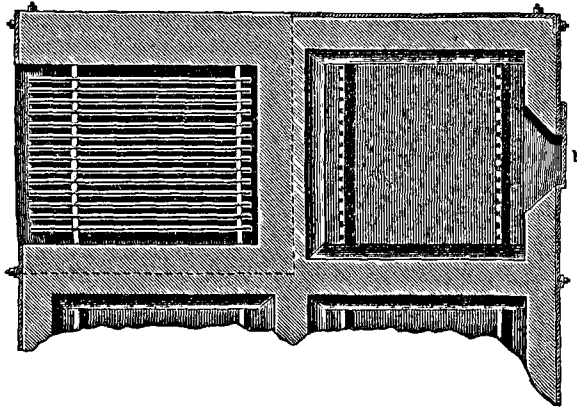


Fig. 22. — Brûleur à pyrites anglais ; coupe horizontale.

On règle le courant d'air à l'aide de registres établis au-dessus du canal abducteur des gaz de chaque four, ainsi que dans la conduite principale : un autre registre établi dans le canal, par lequel les gaz sortent des chambres de plomb, peut également servir au même usage.

Dans les brûleurs d'Oker la charge de minerai a 47 centimètres de hauteur. La grosseur des morceaux va jusqu'à 3 centimètres de côté. Avec des brûleurs bien établis et des minerais convenables, le soufre peut être brûlé jusqu'à ce qu'il ne reste plus que 4 p. 100 de la teneur primitive. A Oker, on brûle le soufre, suivant la teneur en cuivre (6-9 p. 100), jusqu'à 5-6 p. 100.

Pour mettre un brûleur à pyrites en activité, on commence par le sécher lentement avec un peu de bois ou de houille disposé sur la grille, en établissant un tuyau de tirage provisoire ; lorsqu'il est bien sec, on charge jusqu'à 8 centimètres de la porte de la pyrite grillée et sur celle-ci on allume un feu de combustible ordinaire, que l'on pousse progressivement jusqu'à ce que la couche de minerai grillé soit au rouge naissant, ce qui a lieu au bout de 24 heures environ, on donne alors la première charge de pyrite crue et, quand celle-ci est bien allumée, on supprime le tuyau provisoire et on établit la communication de la cuve avec le canal abducteur des gaz.

Kilns (ou fours à cuve, fours coulants).

Les *kilns*, à cause de leur grande hauteur, retiennent mieux la chaleur que les brûleurs bas. Cette hauteur est de 1^m,50 à 4^m,50; la cuve est ordinairement rectangulaire ou carrée (1^m à 1^m,50 de largeur et 1^m,50 à 2^m,50 de longueur intérieurement). Dans beaucoup de cas, on donne un peu plus de largeur à la partie supérieure de la cuve. Ils conviennent particulièrement pour le grillage des minerais pauvres en soufre, qui ne peuvent pas être traités dans les brûleurs. Dans ces derniers appareils, ces minerais non seulement seraient très incomplètement grillés, mais encore éprouveraient, lors du déchargement et du chargement à nouveau des fours, un abaissement de température tel que le grillage ne se continuerait pas de lui-même.

Dans les kilns on ne peut griller que des gros morceaux (6 centimètres de côté),

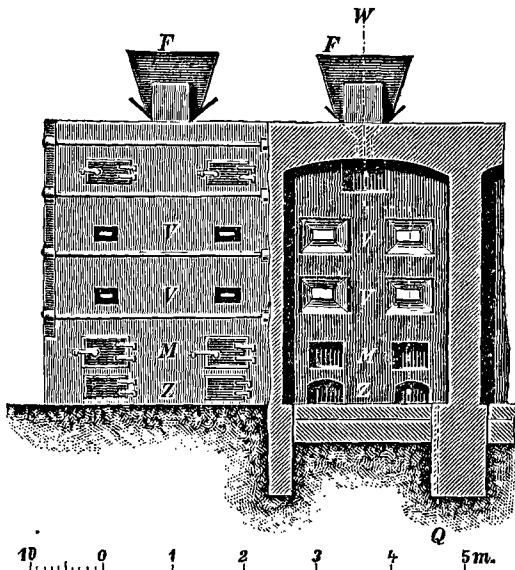


Fig. 23. — Kilns des usines de Freiberg; vue de face et coupe verticale suivant la ligne RT de la figure 24.

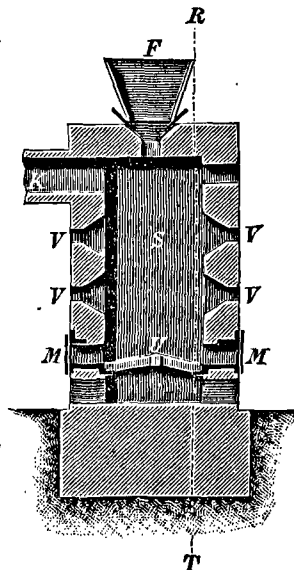


Fig. 21. — Kilns des usines de Freiberg; coupe verticale suivant la ligne WQ de la figure 23.

parce que les petits morceaux se tasseraient trop et mettraient obstacle au passage de l'air. Suivant la nature du minerai, on y traite 1 à 2 tonnes en 24 heures.

La disposition des kilns aux usines métallurgiques de Freiberg est mise en évidence par les figures 23 et 24. S est la cuve (haute de 2^m,88 intérieurement) à section horizontale rectangulaire (large de 1^m,27 et longue de 2^m,226 intérieurement). Les minerais sont chargés dans le four par une ouverture pratiquée dans la voûte de celui-ci, à l'aide de la trémie F, que l'on peut fermer par un registre. (Au lieu de la trémie à registre, il vaut mieux employer une trémie avec fermeture au moyen d'un cône ou d'une cloche, que l'on soulève lorsqu'on veut ouvrir l'appareil.) Les minerais reposent sur une grille en chevalet U. L'air pénètre dans

le four par les ouvertures Z. Les gaz dégagés se rendent par le canal K, ménagé dans la paroi postérieure du four, dans le canal principal, qui est commun à un système de kilns semblables et qui amène les gaz à la fabrique d'acide sulfurique. Le minerai grillé est retiré du four par les ouvertures M qui se trouvent de chaque côté de la grille. VV sont des portes de travail, par lesquelles on introduit des ringards pour désagréger le minerai et faciliter sa descente uniforme. En 24 heures, un pareil four grille 1 tonne et demie de minerais.

A l'usine métallurgique d'Oker, 5 cuves, communiquant entre elles au-dessous de la voûte, sont réunies en un système. La sole est en forme de chevalet. Le réglage du courant d'air a lieu comme dans les brûleurs.

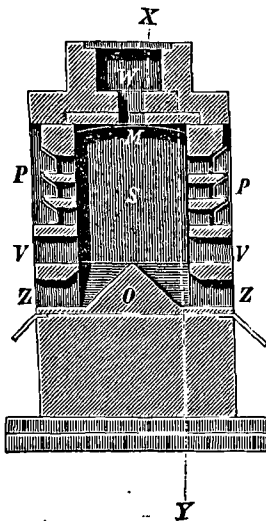


Fig. 25. — Anciens kilns de l'usine d'Oker ; coupe verticale suivant la ligne RT de la figure 26.

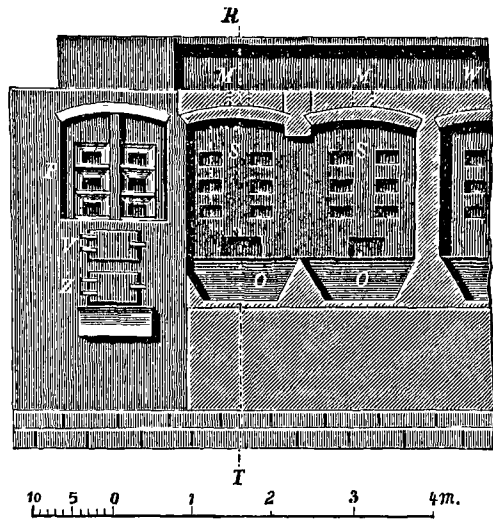


Fig. 26. — Anciens kilns de l'usine d'Oker ; vue de face et coupe verticale suivant la ligne XY de la figure 25.

La disposition des anciens kilns de cette usine est représentée par les figures 25 et 26.

S est la cuve, O la sole en chevalet ; Z sont les ouvertures pour retirer le minerai grillé ; P et V les ouvertures pour piquer la charge (afin de l'empêcher de s'agglomérer) ; M est le conduit par lequel les gaz se rendent dans le canal principal W. Les minerais à griller sont chargés par la série supérieure des ouvertures P. Dans la maçonnerie on a ménagé, comme cela a lieu pour les brûleurs, des niches dans lesquelles est produit l'acide azotique nécessaire pour la préparation de l'acide sulfurique.

Dans ces fours, où le minerai est chargé jusqu'à 1^m,30 de hauteur au-dessus de l'angle supérieur du chevalet, on passe en 24 heures, dans 5 cuves, 4,5 à 5 tonnes de minerai, soit environ 1 tonne par cuve.

Les nouveaux kilns ont 4 mètres de hauteur, 1^m,20 de largeur et 2^m,30 de longueur. Comme dans les kilns de Freiberg, le minerai y est chargé par une ouverture pratiquée dans la voûte du four. Suivant la nature du minerai, on passe en 24 heures, par cuve, 1,4 à 2 tonnes. On grille en laissant, suivant la teneur en

cuivre des minerais, 7 à 10 p. 100 de soufre. Mais avec les minerais plombifères, dits minerais mixtes (avec 28 p. 100 de blende, 23 p. 100 de pyrite, 15 p. 100 de cuivre pyriteux, 11 p. 100 de galène, 14 p. 100 de baryte sulfatée et 7 p. 100 d'autres gangues), dont on passe 1,8 à 2 tonnes en 24 heures, il n'est pas possible d'abaisser la teneur en soufre en rapport avec la richesse en cuivre. Le grillage a lieu jusqu'à 10 et 12 p. 100 de soufre, tandis que la teneur en ce dernier doit, pour l'obtention d'une matte convenable, s'élever seulement 6-7 p. 100. On est donc forcé, avec ces minerais, de faire suivre le grillage dans les kilns d'un nouveau grillage en tas.

Grillage des menus en fours à cuve.

Les minerais pulvérulents ne peuvent pas être grillés dans les fours à cuve dont il vient d'être question sans agglomération préalable en boules ou en cubes à l'aide d'agents agglutinants, parce qu'ils se tasseraient trop fortement et éteindraient le feu. Ce n'est que rarement, comme par exemple à Freiberg, que l'on moule les schlichs en boules avec de l'acide sulfurique étendu ou de l'eau mère de sulfate ferreux et de l'argile et qu'ensuite on les grille dans des kilns comme des minerais en roche. Ce procédé n'est applicable que lorsque la main-d'œuvre est à bas prix et le minerai pulvérulent peu abondant.

Que le menu ait été produit dans la mine ou lors de la préparation mécanique des minerais ou bien qu'il ait été obtenu avec intention par pulvérisation de minerais en roche, la règle générale est d'employer pour son grillage des fours particuliers, dont la cuve n'est pas libre, mais occupée par un dispositif spécial. Celle-ci est munie de plaques horizontales ou inclinées ou de prismes, qui ralentissent ou empêchent complètement la chute libre du minerai. Les parois de la cuve sont verticales et sa section horizontale est quadrangulaire, oblongue ou circulaire.

La plupart de ces fours ont l'avantage de fournir un bon grillage, mais ils présentent des inconvénients : ils produisent des poussières, on ne peut pas y passer dans le même temps une quantité de matières aussi grande que dans les autres fours et lorsqu'on a affaire à des minerais en roche ou n'ayant pas une grosseur convenable, il est nécessaire de leur faire subir une pulvérisation préalable. En outre, ils ne conviennent pas pour le grillage des minerais pauvres en soufre, qui s'agglutinent facilement ou fondent.

Les gaz dégagés sont généralement employés à la préparation de l'acide sulfurique. Cependant, dans les contrées où le combustible est très cher et la main-d'œuvre à bas prix, ces fours sont aussi employés lorsqu'il s'agit de griller du menu sans fabrication d'acide sulfurique (comme l'est, par exemple, le four de *Gerstenhöfer*, à Kedaberg, dans la Transcaucasie, pour les menus de cuivre pyriteux).

Dans les fours en question, la chute libre des minerais est ralentie par des obstacles établis dans la cuve, comme dans les appareils de *Gerstenhöfer* et de *Hasenclever* et *Helbig* (fours à cascade), ou bien elle est tout à fait empêchée, comme cela a lieu dans les *fours à tablettes*. Dans ce dernier cas, les minerais reposent sur une série de tablettes horizontales établies les unes au-dessus des autres et demeurent pendant tout le temps que dure le grillage sur la même tablette (*four d'Ollivier et Perret*), ou bien, par travail manuel (*four de Malétra*) ou par une force mécanique (*four de Spence, four de Mac Dougall*), on les fait passer périodiquement, de haut en bas, sur toutes les tablettes superposées et ils abandonnent la plus basse à l'état grillé.

Four de Gerstenhöfer. — Sa disposition est représentée par les figures 27 et 28. Dans ce four, on fait tomber le minerai menu dans une cuve chauffée, et cela non directement, mais en interrompant fréquemment la chute au moyen d'un système de barreaux en terre cuite prismatiques à section triangulaire, disposés horizontalement. Ces barreaux sont établis dans la cuve de telle sorte que leur base tournée par en haut forme un plan horizontal et que le minerai tom-

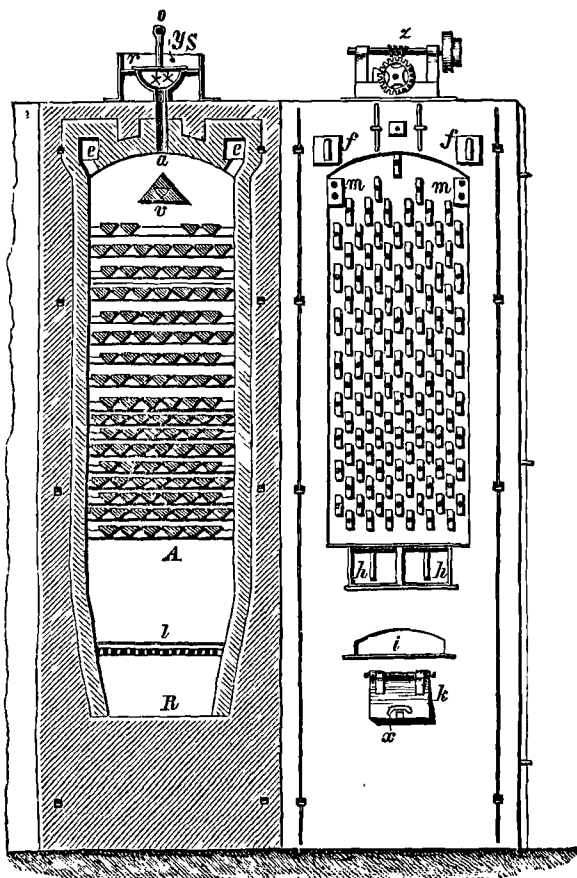


Fig. 27. — Four Gerstenhöfer; vue de face et coupe verticale suivant la largeur.

bant d'un barreau supérieur soit toujours recueilli par deux barreaux inférieurs. Le minerai pulvérulent, qui, au moyen de deux cylindres cannelés, est continuellement déversé en haut de la cuve, se rassemble sur les barreaux de la série supérieure, jusqu'à ce qu'il ait atteint son angle de chute naturelle (33°); il tombe alors des deux côtés du barreau en se disséminant sur la série immédiatement inférieure. Il reste sur celle-ci jusqu'au moment où l'angle de sa chute naturelle est de nouveau atteint et tombe ensuite sur les barreaux immédiatement inférieurs, et ainsi de suite jusqu'à ce qu'il arrive sur la sole du four.

Lorsque la poudre a atteint sur toutes les séries de barreaux son angle de

chute naturelle, celle qui est alors déversée par les cylindres distributeurs ne peut plus rester sur les barreaux, mais, dans sa chute libre à travers les amas formés sur les différents barreaux, elle arrive peu à peu jusqu'à la sole du four.

L'air nécessaire pour le grillage pénètre par des ouvertures pratiquées à la partie inférieure du four dans sa paroi antérieure et, en montant dans la cuve, il

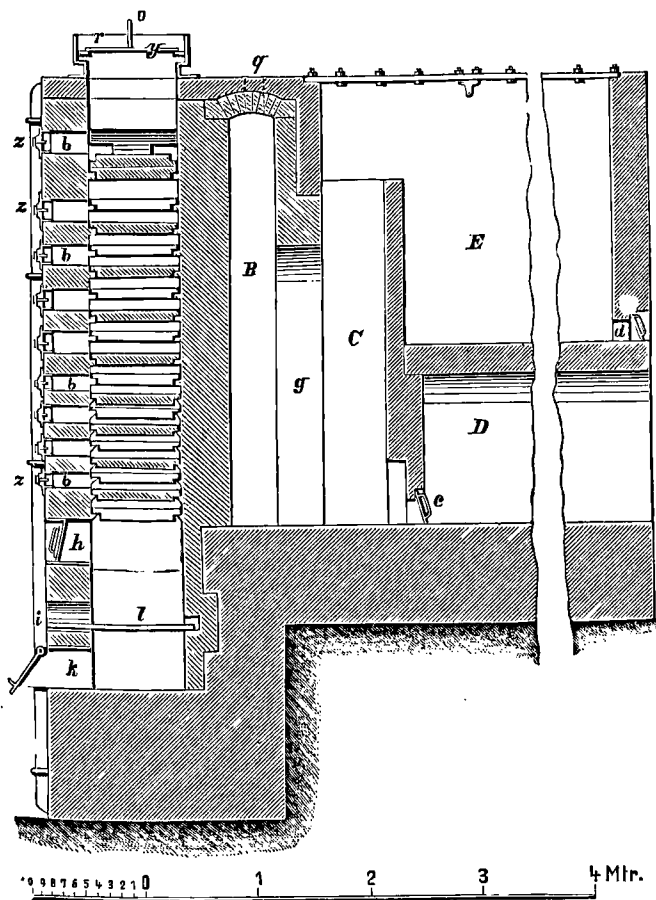


Fig. 28. — Four Gerstenhöfer; coupe verticale d'avant en arrière.

se met en contacts multiples avec les particules de minerai tombant en sens inverse. Pour mettre le four en activité, on allume sur une grille provisoire un feu, que l'on augmente graduellement jusqu'à ce que les parois de la cuve soient portées au rouge. On introduit alors le minerai à griller et l'on entretient le feu jusqu'à ce que le grillage ait commencé sur toutes les séries de barreaux et que les minerais soient devenus incandescents. Dès qu'il en est ainsi, le grillage continue, sans combustible, par suite de la combustion du soufre. On supprime alors le chauffage sur la grille provisoire et on retire celle-ci du four.

Les gaz dégagés s'échappent par la partie supérieure du four et passent d'abord

dans des chambres, où se déposent les poussières entraînées par le courant gazeux, et de là se rendent dans la fabrique d'acide sulfurique. Dans la paroi antérieure du four on a ménagé des ouvertures, fermées avec des tampons en fonte, par lesquelles on peut, en enlevant ces derniers, se rendre compte de la marche du grillage, et en outre débarrasser les barreaux des masses agglomérées et maintenir libre le passage entre ces derniers. Chacune de ces ouvertures correspond à un barreau. Les tampons en fonte sont munis de trous ronds ou regards, permettant d'observer le grillage, et que l'on tient fermés avec des bouchons d'argile.

La cuve a intérieurement 3^m,50 à 5^m de hauteur, 1^m,30 à 1^m,50 de largeur et 0^m,80 de profondeur. Il y a 15 à 17 séries superposées de barreaux, formées alternativement de 6 et de 7.

Dans les deux figures précédentes : A est la cuve du four, γ l'appareil d'alimentation. Ce dernier se compose de deux cylindres cannelés établis au-dessus de la fente a et qui sont mis en mouvement au moyen d'une roue dentée, mue elle-même par une vis sans fin. (Dans beaucoup de fours de ce genre, il y a trois paires de cylindres cannelés et 3 fentes et dans le haut de la cuve 3 prismes distributeurs correspondant à ces derniers.) Au-dessous de la fente a , se trouve le prisme distributeur v . Le minerai est versé dans la caisse r munie d'un fond percé de trous, qui retient les gros morceaux, tandis que la poudre et les parties à grains fins le traversent pour tomber sur les cylindres alimentateurs et de là sur le prisme v et les barreaux. L'air s'introduit dans le four par les ouvertures h et i , tandis que les gaz du grillage pénètrent par les canaux e, e dans les chambres à poussière B et C, puis dans une chambre plus grande E et de celle-ci se rendent à la fabrique d'acide sulfurique. c et d sont des ouvertures pour vider les chambres à poussière; on atteint la première par le canal D. k est la porte, par laquelle on retire le minerai grillé; l est la grille provisoire nécessaire pour mettre le four en marche; b, b sont les ouvertures pour le nettoyage des barreaux et z, z les tampons en fonte qui les ferment.

Suivant la nature des minerais et le degré du grillage, on peut passer en 24 heures dans un four Gerstenhöfer 2 à 5 tonnes de minerai. On peut obtenir un degré de grillage déterminé, en mélangeant au minerai cru une certaine quantité de minerai grillé. On ne peut arriver à passer 5 tonnes qu'avec du minerai à gros grains et un grillage assez incomplet de ce dernier.

Malgré son rendement relativement grand, le four Gerstenhöfer a le grave inconvénient de produire des quantités considérables de poussières et de fournir un grillage imparfait. C'est pour cela qu'il n'est encore en usage que dans un petit nombre de localités pour le grillage des minerais de cuivre. Il ne peut être recommandé lorsque le grillage doit être tant soit peu complet, parce que les minerais pauvres en cuivre et riches en soufre, surtout les pyrites cuprifères, donnent, après traitement dans ce four, une matte trop pauvre en cuivre et trop riche en fer.

Four d'Hasenclever et Helbig.

Le principe de ce four est l'échauffement du menu par les gaz chauds de minerais en roche grillés en même temps. Il représente la combinaison d'un brûleur à pyrites avec une cuve, qui est munie de tablettes inclinées en sens opposé sous un angle de 38°, de façon à se trouver alternativement parallèles. Le minerai pulvérulent est versé à la partie supérieure de la cuve et, par suite de l'inclinaison des tablettes, il glisse peu à peu sur celles-ci jusqu'en bas (parce que

son angle naturel de tassement s'élève à 33°), et il est enlevé continuellement de la dernière tablette par un petit cylindre. Les gaz dégagés dans le brûleur par le grillage du minerai en roche passent d'abord au-dessous, puis au-dessus des tablettes, en s'élevant à travers des canaux ménagés dans les parois latérales de la cuve, ils se mêlent avec les gaz dégagés dans celle-ci par le menu et, par un conduit qui débouche dans la partie supérieure de la cuve, ils se rendent à la fabrique d'acide sulfurique.

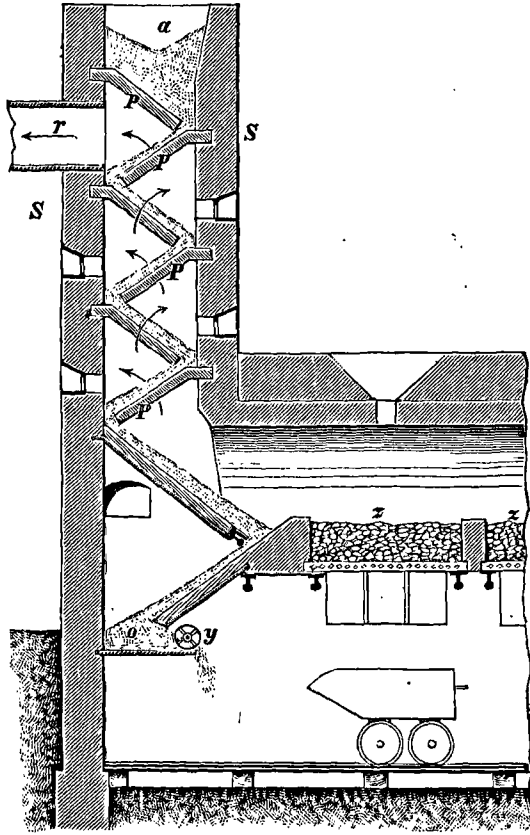


Fig. 29. — Four Hasenclever-Helbig ; coupe verticale suivant la longueur.

La disposition de ce four est mise en évidence par les figures 29 et 30. S est la cuve communiquant avec le four à roches α ; P, P sont les tablettes (en terre cuite), sur lesquelles glisse le minerai, w, w' et v, v' les canaux par lesquels montent les gaz du grillage dans la direction indiquée par les flèches. Le minerai est chargé en a et enlevé en o par le cylindre y . Les gaz se rendent par le conduit r dans la fabrique d'acide sulfurique. On passe dans la cuve en 24 heures 500 à 800 kilogr. de pyrite fine et on grille jusqu'à ce qu'il ne reste plus que 4 à 7 p. 100 de soufre.

Ces fours offrent l'avantage de permettre de griller des minerais ayant jusqu'à

15 millimètres de grosseur de grain, mais ils ont ce grave inconvénient, que le grillage de la poudre dépend de celui du minerai en roche et que des quantités de schlichs qui dépassent une proportion déterminée entre le minerai en roche et le menu, ne peuvent plus y être grillées. Pour cette dernière raison, il est in-

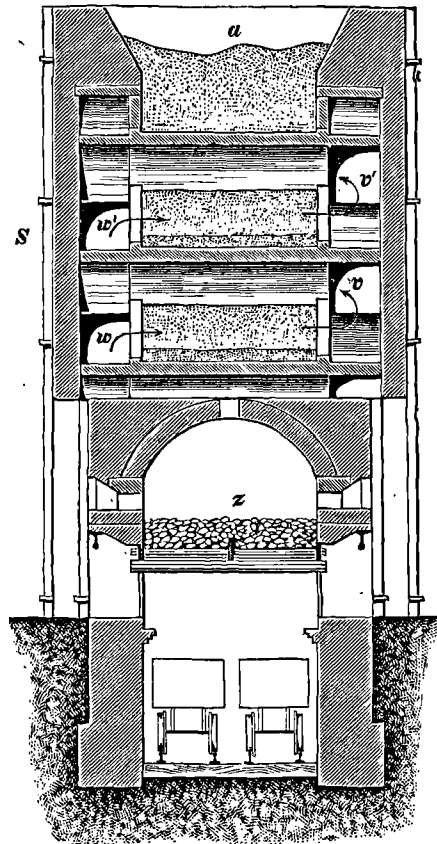


Fig. 30. — Four Hasenclever-Helbig ; coupe verticale suivant la largeur.

férieur aux fours qui grillent les schlichs indépendamment des minerais en morceaux, et actuellement il n'est en usage dans aucune usine à cuivre.

Four d'Ollivier et Perret.

Comme celui d'Hasenclever et Helbig, le four d'Ollivier et Perret repose sur le principe du chauffage du menu par les gaz chauds dégagés lors du grillage du minerai en roche et c'est une combinaison d'un brûleur avec un four à tablettes. Ce dernier consiste en une cuve établie au-dessus du brûleur et munie de tablettes horizontales en terre réfractaire, disposées de façon que les gaz chauds du brûleur puissent passer au-dessous et au-dessus. Sur ces tablettes qui laissent entre elles un intervalle d'une hauteur déterminée (30 centimètres), le minerai à griller est étendu en une couche de 5 centimètres d'épaisseur et il y est laissé

jusqu'à ce que le grillage soit terminé. Les gaz chauds du brûleur, qui, de même que dans le four Hasenclever-Helbig, circulent de bas en haut dans des canaux ménagés dans les parois latérales, chauffent les tablettes et le menu et se mêlent aux gaz développés par ce dernier. A la partie supérieure du four, les gaz pénètrent dans un canal aboutissant à la fabrique d'acide sulfurique. Des ouvertures,

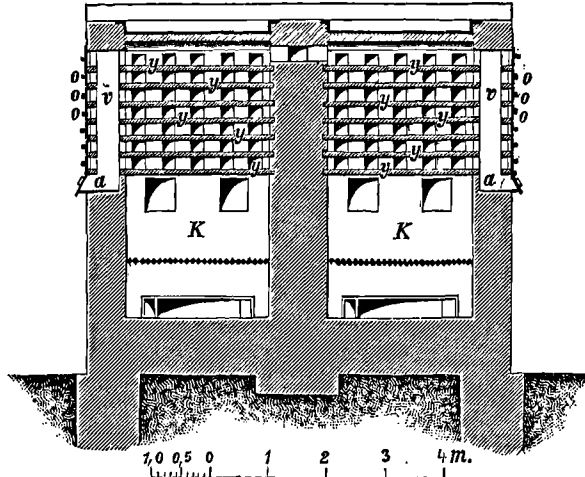


Fig. 31. — Four Ollivier-Perret ; section verticale d'avant en arrière de deux fours adossés d'un groupe de quatre.

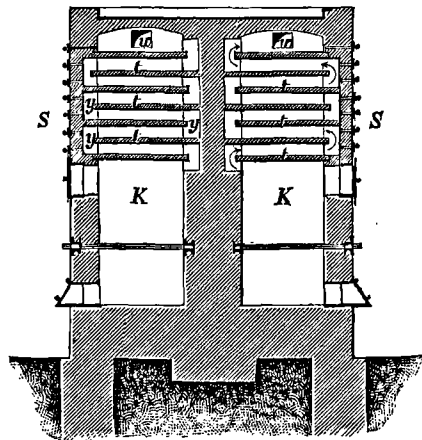


Fig. 32. — Four Ollivier-Perret ; section verticale suivant la largeur de deux fours contigus d'un groupe de quatre.

correspondant à chacune des tablettes, servent à charger le menu sur celles-ci ainsi qu'à le retirer lorsqu'il est grillé, pour le faire tomber dans un canal vertical établi devant les tablettes. Pendant que le four est en activité, ce canal est tenu plein de minerai grillé, destiné à boucher les vides, à l'avant, entre les différentes tablettes.

Dans ce four, le menu ne circule donc pas de haut en bas, mais reste sur les tablettes pendant tout le temps que dure son grillage.

Les figures 31 et 32 représentent la disposition du four Ollivier-Perret. KK sont les brûleurs à roche, SS les cuves avec leurs tablettes en terre réfractaire ; t, t, o, o sont les ouvertures, munies de portes en fer, par lesquelles on charge sur les tablettes le menu à griller ; y, y sont les canaux dans lesquels montent les gaz produits par le grillage, w, w les conduits par lesquels ils se rendent à la fabrique d'acide sulfurique, v, v les canaux verticaux pour recevoir le minerai grillé, et a, a des portes par lesquelles ce dernier est retiré du four.

Ce four grille très bien, mais il a, comme celui d'Hasenclever-Helbig, cet inconvénient que le grillage du menu ne peut s'y faire que si la quantité de ce dernier présente un rapport déterminé avec celle du minerai en roche (1 : 1, tout au plus 1 : 0,5). Pour cette raison, de même que le four Hasenclever-Helbig, il a été supplanté par les appareils à schlichs et à menus indépendants. D'après *Lunge*, il serait encore en usage dans les fabriques françaises d'acide sulfurique.

Four de Malétra.

C'est le meilleur des fours pour le traitement des pyrites cuprifères, parce qu'il permet non seulement de pousser le grillage très loin (jusqu'à ce qu'il ne reste plus que 1 p. 100 de soufre), mais encore de griller des minerais en grains. Il a

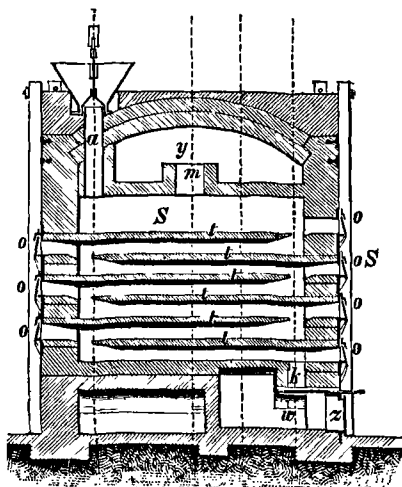


Fig. 33. — Four Malétra ; coupe longitudinale.

été imaginé par *Juhel*, directeur de la fabrique d'acide sulfurique de *Malétra*, à Rouen, et il repose sur l'idée qu'il est aussi possible de griller des minerais pulvérulents dans un four à cuve muni de tablettes sans le secours de chaleur étrangère (contrairement à ce qui a lieu dans les fours Ollivier-Perret et Hasenclever-Helbig). L'appareil n'est, par suite, rien autre qu'une cuve pourvue de tablettes horizontales, sans four à roches. Les tablettes en terre réfractaire sont placées les unes au-dessus des autres, à des distances telles que le minerai versé sur la tablette supérieure peut passer successivement sur toutes les autres et être retiré de la dernière à l'état grillé. Au début de la mise en marche, le four est porté

au rouge à l'aide d'un feu de combustible étranger et ensuite chargé de minerais menus. Le grillage étant ainsi mis en train, il continue de lui-même, la quantité de chaleur produite par l'oxydation des sulfures métalliques étant suffisante pour

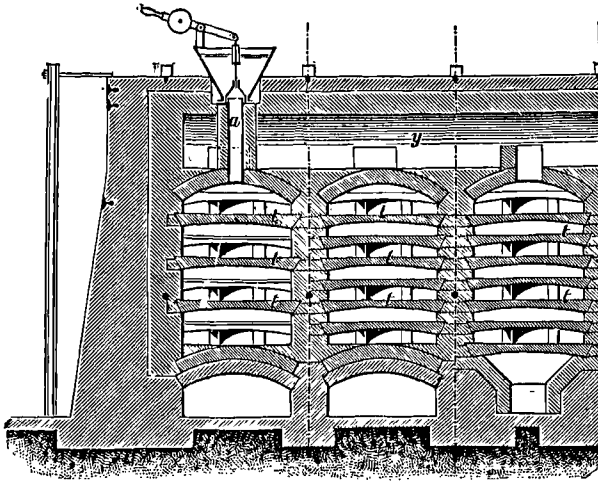


Fig. 34. — Four Malétra ; coupe transversale de trois fours accolés.

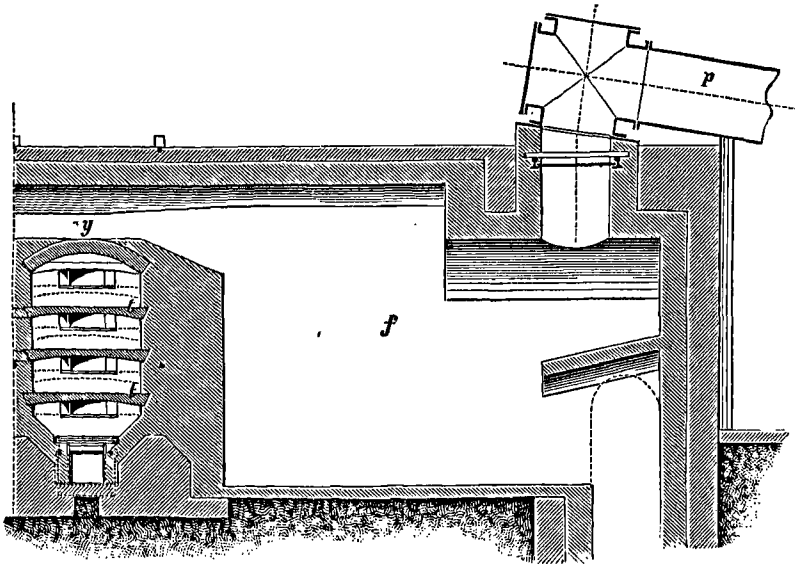


Fig. 35. — Four Malétra ; coupe transversale d'un four et de la chambre à poussières.

entretenir la température de grillage. Il est convenable d'établir une porte particulière devant chacune des tablettes pour le service de celles-ci.

Les figures 33, 34, 35, 36 et 37 représentent la disposition de ce four perfectionné par *Schaffner* (d'Aussig) et tel qu'il est employé dans l'usine d'Aussig

pour le grillage de pyrites cuprifères. *S* est la cuve, *t*, *t* sont les tablettes en terre réfractaire ; *a* est le canal vertical pour le chargement du minerai à griller sur la tablette supérieure ; il est muni supérieurement d'un entonnoir dans lequel on

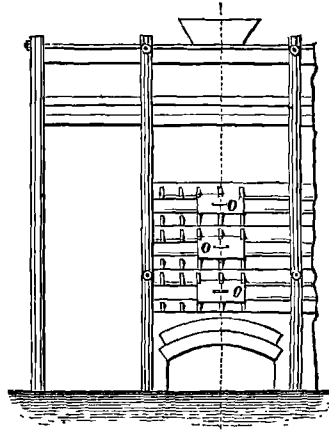


Fig. 36. — Four Malétra ; vue de face d'un four avec les portes fermées.

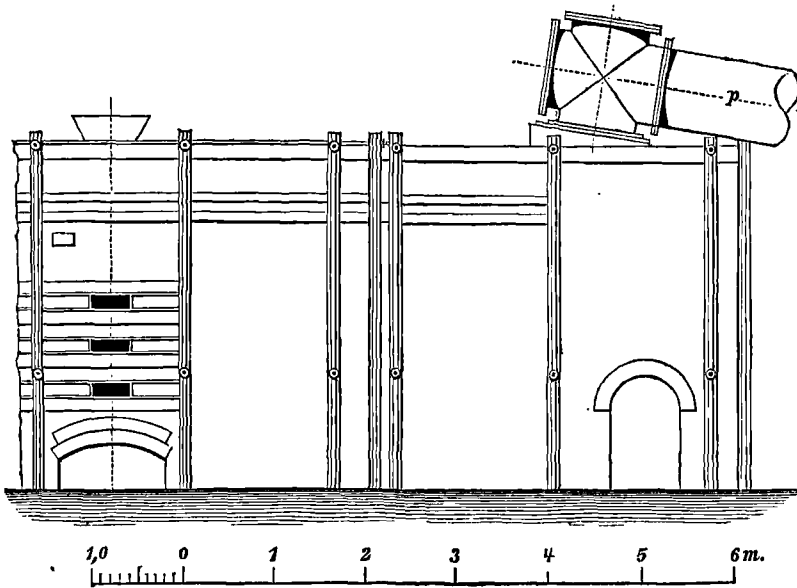


Fig. 37. — Four Malétra ; vue de face d'un four et de la chambre à poussières.

verse le minerai ; *o*, *o* sont les portes à coulisses correspondant à chacune des tablettes ; les rebords des portes sont rabotés, et celles-ci glissent par ces rebords dans des cadres également rabotés et venus de fonte avec les plaques de front ; ces portes sont ouvertes lors du râblage du minerai et du transport de ce dernier d'une tablette sur l'autre. Le minerai grillé est déversé par le canal vertical *k*

dans la cave *w*, de laquelle on le retire par la porte *z*. Les gaz se rendent, par l'ouverture *m* pratiquée dans la voûte, dans le canal *y*, commun à une série de fours ; de ce dernier, ils passent dans la chambre à poussières *f*, et de celle-ci dans le conduit *p*, qui les amène à la fabrique d'acide sulfurique.

Dans un four Malétra ainsi disposé (c'est-à-dire dans une cuve), on grille en 24 heures 750 kilogr. de schlichs et de grenailles jusqu'à 1 à 2 p. 100 de soufre. Dans 4 fours accouplés, 3 tonnes de menu sont passées en 24 heures.

Les figures 38 et 39 représentent un four décrit par *Jurisch*¹, qui est employé en France et serait, d'après les essais comparatifs qu'on y a faits, supérieur à toutes les autres modifications du four Malétra. Dans ce four, les tablettes sont planes en-dessus et en-dessous et munies d'un support dans leur milieu. Les huit plaques qui forment chacune d'elles ont 65 millimètres d'épaisseur, 72 centimètres de longueur et 65 centimètres de largeur. Tandis que ces plaques sont coupées droit

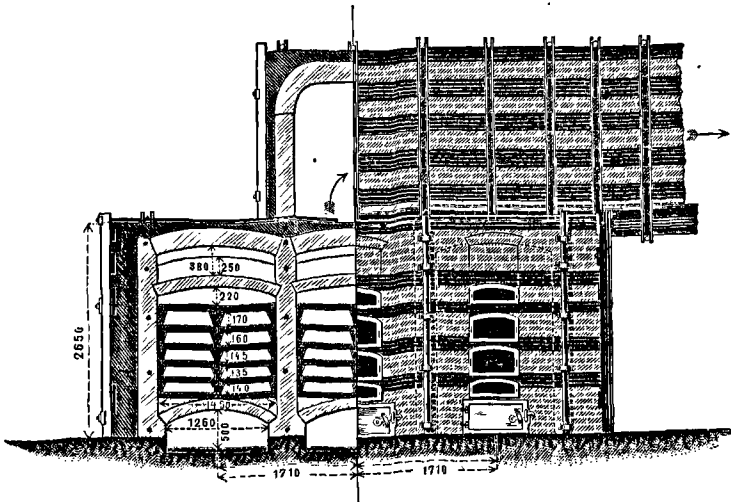


Fig. 38. — Four Malétra modifié ; coupe transversale et vue de face.

sur leur long côté (72^{cm}), elles sont pourvues sur leur côté étroit (65^{mm}) d'entailles au moyen desquelles elles s'embottent l'une sur l'autre, comme le montre la figure 40. Les gaz dégagés de six fours établis dans le même massif se rendent dans le large canal *z* servant de chambre à poussière, et ensuite dans le canal *y*. Le côté postérieur de chaque four est formé par la paroi du canal *z*. Les côtés postérieurs ainsi fermés ont été reconnus meilleurs que ceux exposés à l'air libre, autrefois en usage (comme dans le four de Schaffner), parce que avec ces derniers les fours se sont montrés très sensibles aux courants d'air et en outre parce qu'il doit facilement y entrer une trop grande quantité d'air.

Chaque tablette du four dont il s'agit offre une surface de grillage de 3^m,25, chaque four, 19^m,50. Par mètre carré, on grille en 24 heures 30 kilogr. de pyrite.

Pour les minerais riches en soufre ne s'agglutinant pas, le four Malétra est le meilleur dispositif.

¹ *Handbuch der Schwefelsäure-Fabrication*. Stuttgart 1893.

Le four de Spence est un four Malétra, dans lequel le minerai est introduit automatiquement, puis poussé sur les tablettes et retiré après le grillage de la même manière. Il est employé dans les pays où la main-d'œuvre est chère, surtout aux États-Unis de l'Amérique du Nord, pour le grillage de pyrites cuprifères. Ce four est représenté par les figures 41 et 42. Les tablettes p occupent toute la

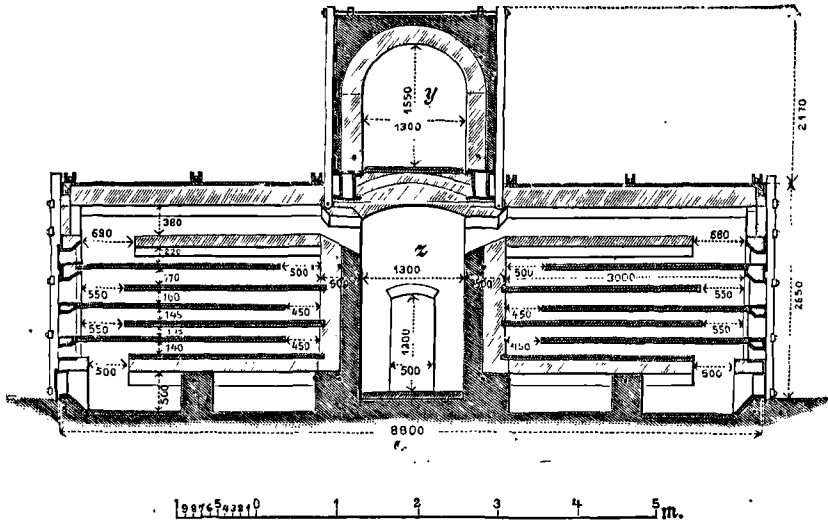


Fig. 39. — Four Malétra modifié ; coupe longitudinale.

section horizontale de la cuve, mais elles sont pourvues d'ouvertures par lesquelles le minerai peut être déversé de la tablette supérieure sur celle qui lui est immé-

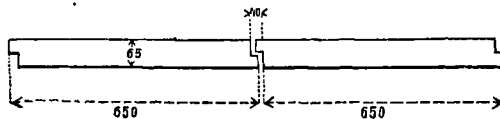


Fig. 40. — Plaques formant les tablettes du four Malétra modifié.

diatement inférieure, et de celle-ci sur la suivante, et ainsi de suite jusqu'à la dernière. Sur chaque tablette se trouve un râble r , dont le manche (long de 5 à 6 mètres) est fixé à une tige verticale m reposant sur des roues. Celle-ci est soumise périodiquement à un mouvement de va-et-vient par la force de la vapeur ou de l'eau, de façon à faire exécuter au râble placé dans le four un mouvement semblable. Le chargement du minerai se fait à l'aide de l'entonnoir T , muni d'un registre à sa partie inférieure ; ce dernier est également fixé à la tige m , qui dans son mouvement de recul tire le registre et permet à une petite quantité de minerai de tomber dans le four. Le minerai est ensuite poussé peu à peu sur les tablettes p et déversé à l'état grillé dans les wagonnets w , qui se trouvent au-dessous du four. Celui-ci a 4 compartiments. Dans ces derniers temps, on a aussi construit des fours avec 5 compartiments. La hauteur de ces derniers, c'est-à-dire

la distance entre les tablettes, est d'environ 35 centimètres. Le four occupe une surface de 5 à 6 mètres de longueur sur 10^m,30 de largeur.

Dans les usines de Parrot, près Butte, dans l'Etat de Montana, où l'auteur a

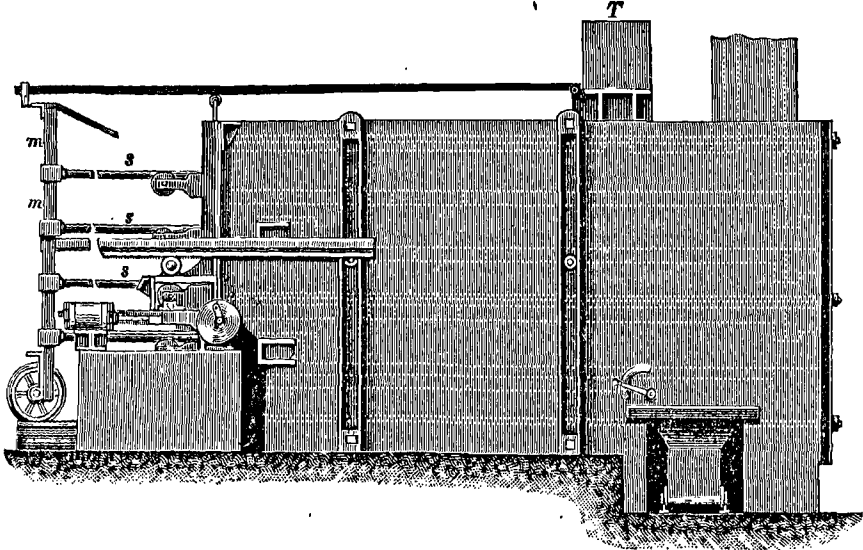


Fig. 41. — Four Spence; vue de côté.

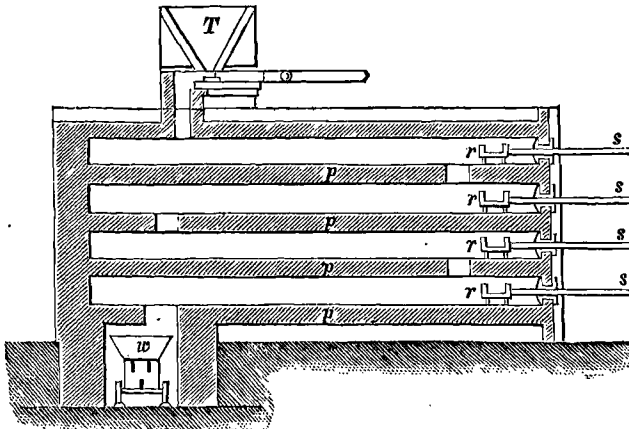


Fig. 42. — Four Spence; coupe longitudinale.

vu le four en marche pour le traitement de minerais de cuivre pyriteux avec 35 p. 100 de soufre, on grillait en 24 heures, dans un four, 5 tonnes de minerais.

Le grillage peut être poussé jusqu'à 4 p. 100 de soufre. Les râbles et les tiges en fer sont maintenus constamment couverts de minerais, ce qui rend leur usure moins rapide; ils peuvent ainsi se conserver en bon état pendant deux années. Le service du four est très simple, puisque deux hommes suffisent pour six fours doubles.

Four de Mac Dougall.

Ce four est, comme celui de Spence, un four à tablettes, dans lequel le minerai circule automatiquement. La cuve a une forme cylindrique et les tablettes sont circulaires. Ces dernières sont munies alternativement au centre et à la périphérie d'ouvertures par lesquelles le minerai circule de haut en bas. Le four est traversé par un arbre vertical, auquel sont adaptés des râteaux correspondant aux différentes tablettes. L'air nécessaire pour le grillage est introduit dans le four au moyen d'un ventilateur. Le minerai à griller est amené sur la tablette supérieure au moyen d'une chaîne à godets et ensuite déversé peu à peu par le mouvement des râteaux sur les tablettes inférieures, en passant alternativement par les ouvertures centrales et périphériques des tablettes, et, finalement, il arrive grillé sur la sole du four. Les gaz dégagés se rendent à la partie supérieure de ce dernier dans un canal, qui les conduit à la fabrique d'acide sulfurique. La disposition du four primitif de Mac Dougall, autrefois employé à Liverpool, mais actuellement abandonné à cause de la trop grande quantité de poussières qu'il produit, est mise en évidence par les figures 43 et 44, empruntées à Lunge ¹. Il représente un cylindre en fonte de 1^m,85 de diamètre et 3^m,50 de hauteur, composé de sept anneaux superposés assemblés à boulons. Chacun de ces anneaux porte intérieurement un rebord venu de fonte, sur lequel repose une voûte surbaissée en briques réfractaires *g* à *g*⁶. Six voûtes semblables divisent le cylindre en sept compartiments ; elles sont traversées dans leur milieu par un arbre en fonte *w* de 15^{cm} de diamètre et muni de bras *k*, *k*¹, *k*², *k*³, *k*⁴, *k*⁵ et *k*⁶. Les voûtes sont percées d'ouvertures alternant au centre (*d*) et à la périphérie (*p*). Les ouvertures centrales ont 372 millimètres de diamètre. Sur le côté inférieur des bras sont fixés des râteaux, qui sur les voûtes à ouvertures centrales sont placés vers le centre, et sur les voûtes à ouvertures périphériques vers la périphérie. Il résulte de là que, lorsque l'arbre est mis en mouvement, le menu traverse alternativement les ouvertures centrales et les ouvertures de la périphérie et arrive finalement sur la tablette inférieure, d'où il est poussé dans le tuyau *x*, qui peut être fermé à l'aide du registre *u*. Le minerai est monté sur le four par la chaîne à godets *B* et déversé sur la voûte supérieure *g*. De là, le râteau *k* le conduit vers une ouverture qui se trouve à la périphérie de cette voûte et il est ensuite poussé peu à peu par le piston *x* sur la deuxième voûte *g*¹, et alors commence sa circulation à travers le four. *T* est un ventilateur qui amène au four l'air nécessaire pour le grillage. *D* est une machine à vapeur qui actionne l'arbre du ventilateur, l'arbre vertical et la chaîne à godets. Les gaz s'échappent par le tuyau *N*. Par les trous d'homme *O*, on peut enlever les pièces en fer défectueuses et les remplacer par des neuves. Dans un pareil four, on peut griller en 24 heures 3,5 tonnes de schlichs. La consommation de charbon pour la machine à vapeur s'élève à 4 tonnes par semaine.

Le four de Mac Dougall fonctionne bien, pourvu que l'air y soit introduit en courant lent et régulier et si on le munit de canaux convenablement disposés pour recueillir les poussières entraînées. Il permet un bon grillage et il procure une grande économie de main-d'œuvre, mais les pièces en fer qui entrent dans sa construction ont besoin d'être réparées de temps en temps. L'auteur (1892) a vu dans l'usine Nicholson, près Brooklyn, où l'on emploie pour le grillage des pyrites

¹ *Handbuch der Soda-Industrie*, t. I. Braunschweig 1893.

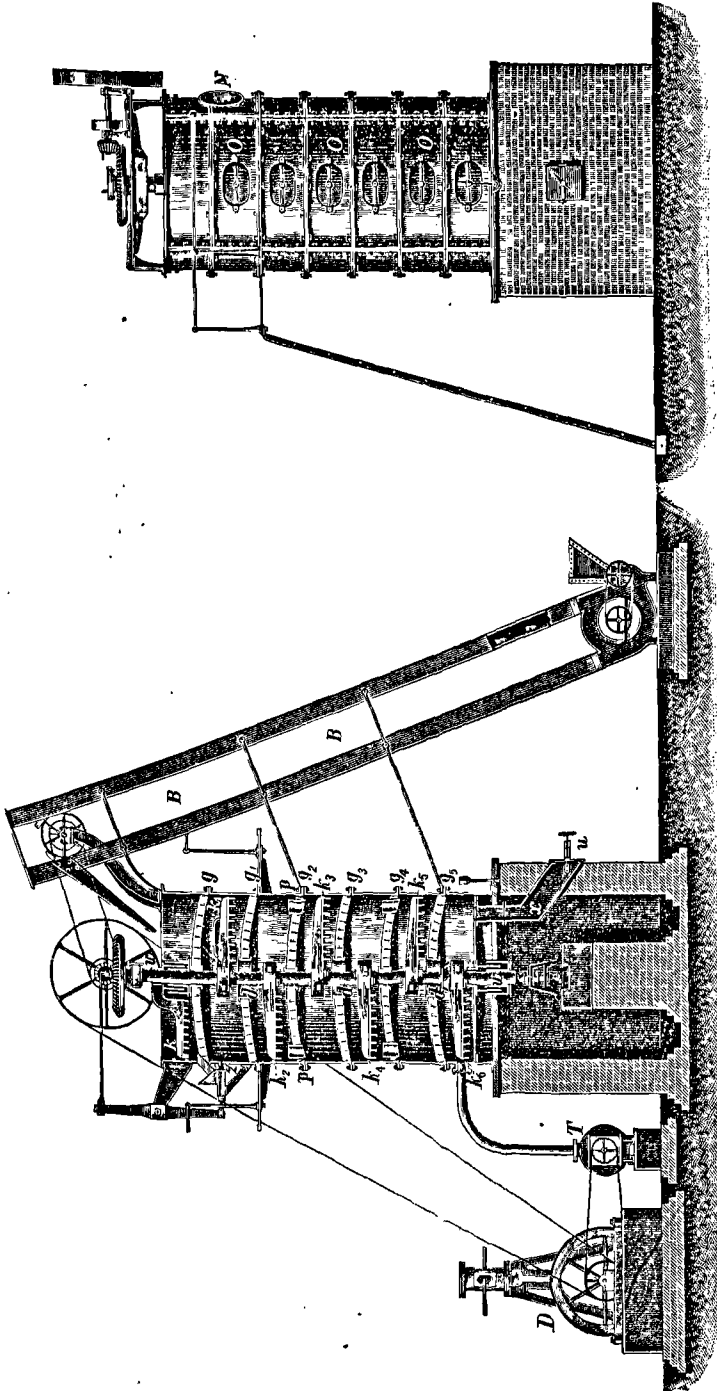


Fig. 44. — Four Mac Dougall ; élévation .

Fig. 43. — Four Mac Dougall ; coupe verticale .

cuprifères du Canada (contenant 5 p. 100 de cuivre), un four construit d'après ce principe, avec section horizontale carrée et trois chambres superposées. Dans cette usine, on grille dans un four, en 24 heures, 3 à 3,5 tonnes de minerai jusqu'à 3 p. 100 de soufre.

Grillage en fours à réverbère.

On emploie toujours les fours à réverbère ou fours à flamme pour le grillage des minerais de cuivre sulfurés, lorsqu'on ne doit pas utiliser les gaz dégagés pour la fabrication de l'acide sulfurique et qu'on veut extraire rapidement le cuivre de ces minerais. Ils conviennent pour toutes les sortes de minerais de cuivre. Il sera généralement plus avantageux de ne pas griller ceux qui sont riches en cuivre et pauvres en soufre, et de les fondre directement pour matte ; il en sera de même pour les minerais ne contenant que de faibles quantités de sulfures métalliques. Les pyrites cuprifères se grillent dans les fours à réverbère avec la dépense de combustible la plus faible et la plus grande rapidité, parce qu'ici le combustible est en partie remplacé par le soufre.

Le grillage en fours à réverbère exige la pulvérisation préalable des minerais, si ceux-ci ne sont pas déjà sous forme de schlichs ou de menu. La grosseur de grain la plus convenable pour le grillage dépend de la nature du minerai et elle doit être déterminée par l'expérience dans chaque cas particulier.

Pour obtenir un bon grillage, la poudre de minerai contenue dans le four doit être mise en contact aussi intime que possible avec l'air atmosphérique. C'est pour cela qu'elle est brassée soit par travail manuel, soit à l'aide d'une force mécanique. Le laboratoire, c'est-à-dire la partie du four où se trouve la sole, sur laquelle on place le minerai à griller, est fixe ou bien il est mis partiellement ou complètement en mouvement pendant le grillage. D'après cela, les fours à réverbère peuvent être classés de la manière suivante :

1. *Fours à réverbère fixes, comprenant les fours dans lesquels les minerais sont brassés par travail manuel et ceux dans lesquels le brassage est effectué par une force mécanique.*

2. *Fours à réverbère à sole mobile.*

3. *Fours à réverbère avec laboratoire mobile (cylindres rotatifs).*

Lorsque la main-d'œuvre est à bas prix, les fours à réverbère avec laboratoire fixe et dans lesquels le brassage est effectué par travail manuel donnent de bons résultats. Mais lorsque la main-d'œuvre est chère, ces fours sont bien inférieurs aux fours fixes avec appareils mécaniques de brassage ou aux cylindres rotatifs.

Grillage en fours à réverbère fixes à travail manuel.

Parmi les fours de cette catégorie, on n'emploie encore pour le grillage des minerais de cuivre que ceux à longue sole et à travail continu. Dans ces fours, le minerai est chargé sur le point le plus éloigné du pont de chauffe et, à des intervalles déterminés, il est amené par portions vers les parties les plus chaudes du four, jusqu'à ce qu'enfin il soit retiré à l'état grillé près du pont de chauffe.

Les petits fours à marche discontinue autrefois en usage, dans lesquels toute la masse de minerai à griller était chargée d'un seul coup et desquels, une fois le grillage terminé, on la retirait aussi en une seule fois, ont été partout aban-

donnés, à cause de la plus grande dépense de main-d'œuvre et de combustible qu'ils exigent, et pour cette raison nous n'en dirons rien de plus.

C'est actuellement le four à pelletage continu à une seule sole, avec portes de travail sur ses deux côtés longs, qui est partout employé. Les dispositifs avec deux soles séparées et superposées ne devraient être employés, à cause de la difficulté du travail sur la sole supérieure, que dans des conditions particulières (par exemple, lorsque le terrain est cher, lorsqu'on manque d'espace).

La grandeur de la sole des fours à pelletage continu dépend essentiellement de la teneur en soufre de la charge. Plus la richesse en soufre du minerai est grande, plus longs peuvent être les fours, parce que le soufre joue le rôle de combustible. L'expérience a appris qu'on ne doit pas donner à la sole plus de 20 mètres de longueur intérieurement, parce que une plus grande longueur est non seulement sans utilité pour la réussite du grillage, mais encore augmente les frais d'établissement et de main-d'œuvre. Avec les minerais les plus riches en soufre, on peut, jusqu'à une teneur de 25 p. 100 et même de 20 p. 100 pour les pyrites, donner à la sole une longueur de 19 à 20 mètres. Pour les minerais à 20 p. 100 de soufre sous forme de monosulfure, une sole longue de 15 mètres est suffisante, avec ceux qui en renferment 15 p. 100 la longueur de celle-ci peut n'être que de 10 à 12 mètres. On doit donner à la sole une largeur assez grande pour que les masses puissent être brassées et déplacées commodément. Le rendement du four augmente avec la largeur de la sole. Sur le Continent européen, cette largeur s'élève à 2^m,50-3^m,50, tandis qu'aux Etats-Unis on est arrivé, et avec succès, à donner à la sole une largeur intérieure de 16 pieds = 4^m,88. Comme les minerais, avec une sole aussi large, peuvent encore être bien travaillés et grillés, on doit considérer cette largeur comme la plus convenable pour le grillage des minerais de cuivre sulfurés.

Le nombre des portes de travail, dont est munie la sole sur chacun de ses longs côtés, doit être aussi restreint que possible, parce que le four serait trop fortement refroidi. L'expérience a appris que la distance entre les lignes moyennes de deux portes voisines ne doit pas dépasser 2^m,44, ni être inférieure à 1^m,83. Les saillies de la maçonnerie entre les portes de travail doivent également être aussi faibles que possible. Afin d'utiliser la chaleur aussi complètement que possible, on donne à la voûte de la sole une certaine inclinaison du côté du rampant ou bien on donne à la sole la forme d'un plan incliné ascendant vers le rampant ou on la divise en terrasses de plus en plus élevées dans la direction de ce dernier.

La disposition d'un four à pelletage continu est représentée par les figures 45, 46 et 47. E est le laboratoire, *f* le pont de chauffe, qui est creux et refroidi par un courant d'air; F est le foyer, H la sole. Par l'ouverture *a*, pratiquée dans le voisinage du rampant et que l'on peut fermer, les minerais sont introduits dans le laboratoire et amenés peu à peu jusqu'au pont de chauffe. De là, on les fait tomber, par les canaux verticaux *d*, *d'*, dans la cave *e*, qui se trouve au-dessous de la sole. *m*, *m* sont les portes de travail. Les gaz du foyer traversent le laboratoire dans toute sa longueur, puis ils passent, par le rampant *s*, dans deux canaux *b*, *b'*, établis au-dessus de la voûte du laboratoire et du foyer, et se rendent ensuite dans la cheminée par les conduites *c*, *c'*. A mesure que le minerai grillé est enlevé du laboratoire, on pousse vers le pont de chauffe les

masses qui se trouvent devant les différentes portes de travail et on amène une nouvelle charge de minerai cru devant les deux premières portes.

Les figures 48, 49 et 50 représentent la disposition d'un nouveau four à pelletage continu, employé aux Etats-Unis, avec sole en terrasses, de 19^m,52 de longueur et de 4^m,88 de largeur.

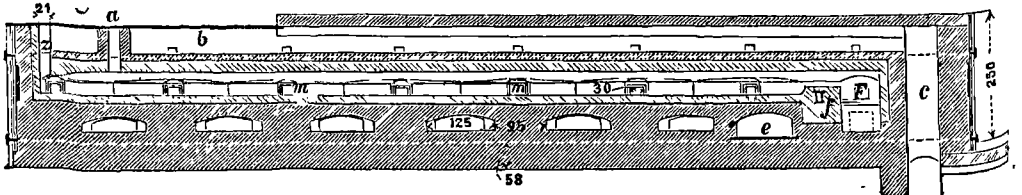


Fig. 45. — Four à pelletage continu; coupe longitudinale.

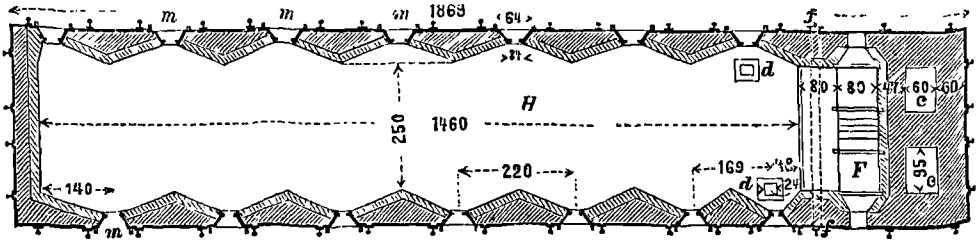


Fig. 46. — Four à pelletage continu; coupe horizontale.

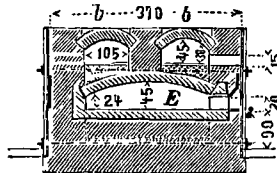


Fig. 47. — Four à pelletage continu; coupe transversale.

La quantité de minerai qui peut être grillée dans un pareil four en un temps déterminé dépend de sa capacité et de la teneur en soufre du minerai. Les minerais pyriteux riches en soufre se grillent plus rapidement que ceux qui sont pauvres en cet élément.

Dans un grand four américain, comme celui qui est représenté par les figures 48 à 50, on grille, en 24 heures, environ 12 tonnes de minerais pyriteux riches en soufre, en brûlant 1 tonne de charbon ou 2 cordes de bois mou et employant 4 hommes pour le service du four (2 hommes par 12 heures), plus 1 homme qui toutes les six heures amène le minerai et le déverse dans la trémie de chargement. La quantité totale du minerai qui se trouve dans le four s'élève à 8 tonnes, soit 2 tonnes sur chacune des 4 terrasses. Toutes les 4 heures, on retire du four un quart de la charge, de sorte que le minerai reste en tout 16 heures dans le four.

Dans l'usine Parrot, près Butte (Etat de Montana), à l'époque où l'auteur visita cette usine, on brûlait, jusqu'à 7 p. 100 de soufre, en 24 heures, dans un

four à pelletage continu, 10 tonnes de minerai avec une teneur en soufre de 35 p. 100, et cela avec 2 ouvriers par 12 heures et une consommation en bois de 2,25 cordes.

Dans l'usine métallurgique d'Oker, en employant un four de 16 mètres de

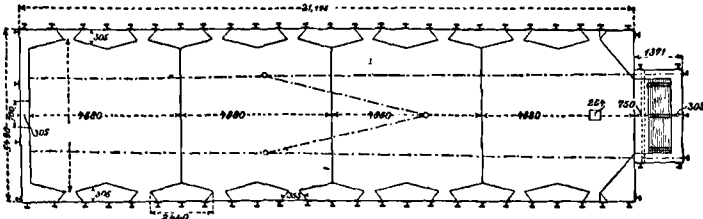


Fig. 48. — Four américain à pelletage continu, avec sole en terrasses; coupe horizontale. (Etats-Unis.)

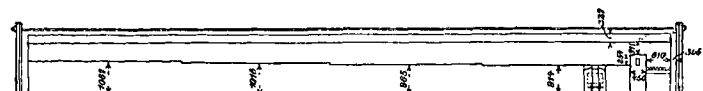


Fig. 49. — Four américain à pelletage continu, avec sole en terrasses; coupe longitudinale.

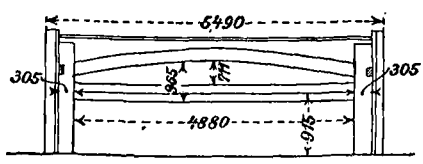


Fig. 50. — Four américain à pelletage continu, avec sole en terrasses; coupe transversale.

longueur et de 3^m,40 de largeur, 4 tonnes de minerai contenant 20 p. 100 de soufre étaient grillées à 8 p. 100, avec une dépense de charbon égale à 30 p. 100 du poids du minerai.

Dans le tableau suivant sont réunis les renseignements fournis par *Peters, Talbot* et *Ames* sur le degré du grillage dans les fours à pelletage continu de différentes sortes de minerais sulfurés de cuivre :

Teneur en cuivre p. 100	Teneur en soufre p. 100	Perte de poids au grillage p. 100	Cuivre contenu dans le minerai grillé (p. 100)				Soufre contenu dans le minerai grillé p. 100	Durée du grillage. Heures	NATURE du MINERAI
			Sous forme d'oxyde	Sous forme de sulfate	Sous forme de sulfure	En totalité			
7,6	37,0	14,5	3,65	3,25	1,65	8,55	6,41	16	Minerai pyriteux. Id. Cuivre panaché avec pyrite et blende.
7,6	39,0	11,3	2,27	3,10	2,80	8,17	11,30	12	
16,4	31,0	6,4	7,30	3,44	6,80	17,34	8,20	18	
16,4	31,0	9,5	12,80	2,80	2,10	17,70	4,60	24	

La perte de poids résultant de l'élimination du soufre est en partie compensée par la transformation des sulfures en oxydes et sulfates.

Grillage en fours à réverbère fixes à travail mécanique.

Parmi les fours à réverbère fixes dans lesquels le mouvement du minerai est produit au moyen d'une force mécanique, nous devons citer pour les minerais de cuivre le four de *O'Harra*, perfectionné par *Allen-Brown*, et le four de *Parkes*.

Le four de *Stetefeldt*, qui est un four à flamme à cuve, et dans lequel le minerai pulvérulent est chargé mécaniquement et tombe ensuite librement dans la cuve, est tout à fait convenable pour le grillage chlorurant des minerais d'argent. Mais jusqu'à présent il n'a pas encore été employé pour le traitement des minerais de cuivre.

Four de O'Harra.

Des fours à réverbère pour le grillage des minerais de cuivre, celui d'*O'Harra* est actuellement le plus avantageux, car on peut y traiter en 24 heures 30 tonnes environ de minerais.

Il représente un four à réverbère à deux soles superposées, sur lesquelles se meuvent à une certaine distance l'un de l'autre des râbles fixés à deux chaînes sans fin. Ces râbles, qui occupent chacun la moitié des soles, ne brassent pas seulement les masses, mais les font avancer lentement sur les deux soles et les font tomber à l'extrémité de la sole inférieure. Les roues, sur lesquelles roulent les chaînes sans fin, se trouvent en dehors du four. Afin de pouvoir amener les râbles — ce sont des plaques de tôle verticales formant une sorte de drague — sur les deux soles, celles-ci sont munies sur leurs côtés étroits, c'est-à-dire à leurs deux extrémités, de portes mobiles en tôle, qui, chaque fois qu'un râble pénètre dans le four, sont ouvertes par celui-là et retombent ensuite pour fermer le four. Le chauffage a lieu par des foyers établis de chaque côté des soles et dont le nombre, pour les grands fours, s'élève à huit (quatre pour la sole inférieure, quatre pour la supérieure). Les rampants se trouvent également sur le côté des soles, où sont aussi pratiquées des ouvertures pour l'introduction de l'air ; ces ouvertures peuvent être fermées.

Dans l'ancien four d'*O'Harra*, qui est représenté par la figure 51, les chaînes se meuvent dans des rigoles longitudinales ménagées dans la sole. Mais avec ce dispositif, les chaînes étaient rapidement usées, par suite du contact du fer avec les sulfures métalliques incandescents et du frottement de leurs anneaux sur le minerai, ce qui rendait très dispendieux l'emploi de ce four. Dans les nouveaux fours de cette sorte, perfectionnés par *Brown-Allen* et construits par la fabrique de machines *Fraser* et *Chalmers*, de Chicago, les chaînes sans fin ne se meuvent plus sur la sole, mais des deux côtés de celle-ci dans des canaux longitudinaux. Dans ces canaux se trouvent des rails, sur lesquels roulent des wagonnets reliés aux chaînes. Les canaux sont munis d'une fente dans leur long côté tourné vers la sole. Les râbles, en forme de drague, qui parcourent chacun une moitié de la sole, sont fixés aux wagonnets au moyen d'une tige de fer. Cette union, ainsi que le mouvement du râble à travers le four sont rendus possibles grâce à la fente dont il vient d'être question.

La disposition du four d'*O'Harra-Brown-Allen*, tel que l'auteur l'a vu fonctionner dans l'Etat de Montana (à Butte) et dans l'usine Argo (Colorado), est représentée par les figures 52 à 58. La figure 52 montre les deux canaux longitudinaux qui se trouvent sur les longs côtés de chaque sole, les wagonnets

qu'ils renferment et les râbles reliés à ces derniers. Elle permet aussi de voir comment l'air est amené aux minerais; celui-ci pénètre, par des ouvertures dont sont munies les longues parois latérales de la sole, dans les canaux longi-

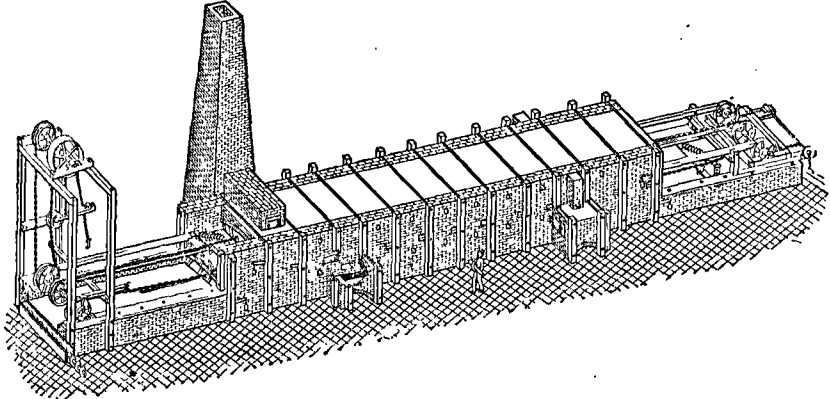


Fig. 51. — Four O'Harra.

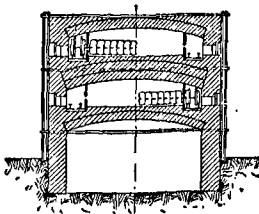


Fig. 52.

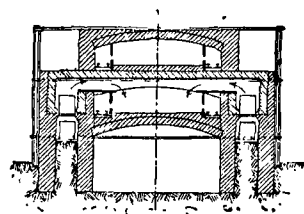


Fig. 53.

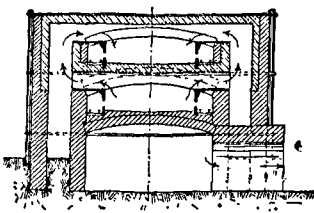


Fig. 54.

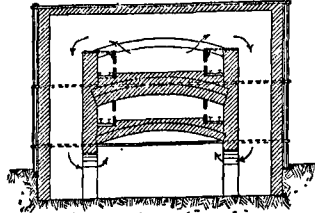


Fig. 55.

Four O'Harra-Brown-Allen ; coupes transversales.

tudinaux dont il a déjà été question et arrive sur la sole par la fente longitudinale du canal.

La figure 57 montre la marche du minerai sur la sole. Ce dernier, au moyen d'un dispositif automatique A, est chargé sur la sole, à l'extrémité de la sole supérieure il tombe par une fente sur l'inférieure et de cette dernière il se déverse dans un wagonnet, soit par une fente en B, soit par une ouverture à l'extrémité de la sole. Les foyers sont visibles dans les figures 54, 55, 57 et 58. Les gaz qui en émanent se rendent, des soles, au-dessous de celles-ci, dans une

chambre à poussières et de là dans la cheminée. La figure 56 montre une vue extérieure du four.

L'usine Butte et Boston, à Butte (Montana), qui au moment de la présence de l'auteur à Butte venait d'être détruite par un incendie, possédait 8 de ces fours fonctionnant d'une manière très satisfaisante.

Dans un four O'Harra, encore avec chaîne sans fin circulant sur la sole, dont la sole a intérieurement $29^m,25$ de longueur et $2^m,44$ de largeur et qui est pourvu de 8 foyers (4 pour la sole supérieure et 4 pour l'inférieure), on grille, en 24 heures, 25 tonnes de minerai; celui-ci forme sur la sole une couche de 10 centimètres environ d'épaisseur et sa teneur en soufre est ré-

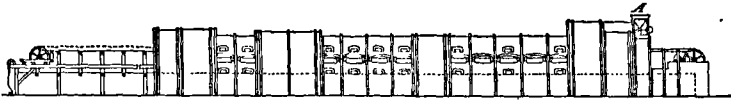


Fig. 56. — Four O'Harra-Brown-Allen ; vue extérieure.



Fig. 57. — Four O'Harra-Brown-Allen ; coupe longitudinale.

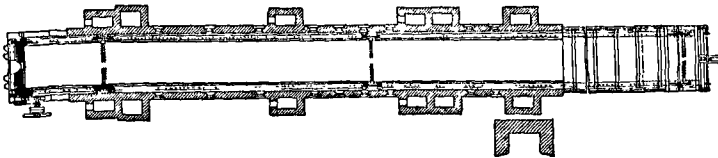


Fig. 58. — Four O'Harra-Brown-Allen ; coupe horizontale.

duite de 30 à 7 p. 100; la consommation de charbon s'élève à 2 tonnes, sans compter celui qui est nécessaire pour produire la force motrice.

Dans l'usine Argo, au Colorado, on grille en 24 heures, dans un four O'Harra-Brown-Allen, avec une consommation de 2 tonnes de charbon, 25 tonnes de minerai en réduisant la teneur en soufre de 30 à 4 p. 100. Le four a sur chacun de ses longs côtés 4 grilles à gradins. Un homme fait le service de deux fours.

L'établissement du four O'Harra est coûteux, mais il a l'avantage de produire un bon grillage, de fournir un rendement élevé et de n'exiger que très peu de main-d'œuvre. Jusqu'à présent, il est employé avec beaucoup de succès aux États-Unis de l'Amérique du Nord.

Four de Parkes.

C'est un four à réverbère avec deux soles circulaires superposées. Il est traversé par un arbre vertical en fonte, auquel sont fixés des râbles en forme de râteaux, qui parcourent les deux soles, lorsque l'arbre est mis en rotation.

Un ancien four de Parkes est représenté par la figure 59. *a* est la sole inférieure qui a $3^m,77$ de diamètre, *b* la supérieure, *n* le foyer (de $1^m,26$ en longueur et en largeur), *o* le pont de chauffe; *m* est l'arbre avec ses râteaux au niveau de chaque sole; *k, k* sont les portes de travail des deux soles. Le minerai grillé peut être

déversé par un canal, de la sole supérieure, sur l'inférieure. De la sole inférieure, les gaz émanant du foyer passent par un canal sur la sole supérieure et de celle-ci ils se rendent dans la cheminée *r*, par le rampant *q*.

On emploie aussi des fours avec une seule sole, au lieu de deux, et, à l'aide d'un ventilateur, on fait arriver de l'air sur la sole par les dents creuses des

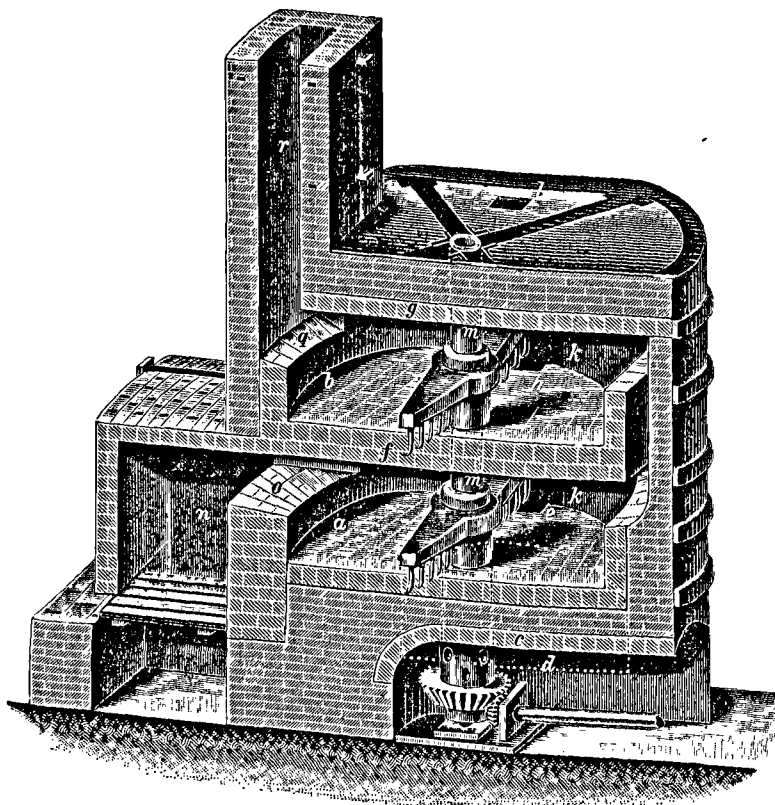


Fig. 59. — Four de Parkes.

râteaux. Dans un pareil four, ayant trois mètres de diamètre, on grillait à Eitorf, en 24 heures, 4 à 5 tonnes de minerai.

Les rendements du four O'Harra et du cylindre rotatif sont plus grands que celui de l'appareil de Parkes. C'est pour cela que ce dernier n'est employé que lorsqu'il s'agit d'un grillage très soigné (par exemple, dans le procédé de Zier-vogel, au Mansfeld).

Grillage en fours à réverbère à sole mobile.

Les fours de grillage avec sole mobile et râbles fixes ou mobiles ne sont que rarement employés pour le grillage oxydant des minerais de cuivre, à cause de leur rendement relativement faible. Le *four de Brunton* est usité pour le grillage de la pyrite arsénicale contenant des minerais d'étain, celui de *Gibbs et Gelstharp* pour le grillage chlorurant des cendres de pyrites cuprifères.

Grillage en fours à réverbère à laboratoire mobile.

Les fours de cette espèce sont des cylindres rotatifs, dont le travail est intermittent ou continu. Ces fours permettent un bon grillage, ils travaillent avec une dépense de combustible modérée et n'exigent que très peu de main-d'œuvre. La consommation de combustible est d'autant plus faible que les minerais sont plus riches en soufre. Ils sont employés avec avantage dans les contrées où la main-d'œuvre est chère, comme dans l'Amérique du Nord et en Australie. Ils sont aussi usités en Angleterre.

Le type des appareils à marche intermittente est le *four de Brückner*, que l'auteur a vu en activité dans les usines d'Anaconda (Etat de Montana), qui emploient 180 fours semblables.

La disposition de ce four est mise en évidence par les figures 60 et 61. A est le cylindre rotatif en fer malléable, garni intérieurement de briques réfractaires et

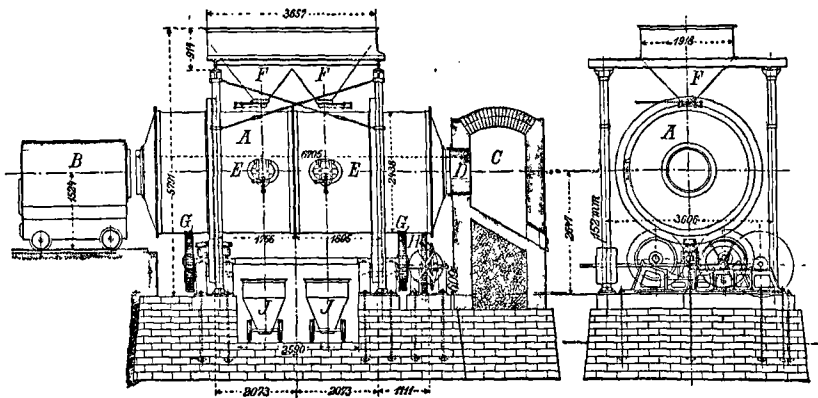


Fig. 60.

Four Brückner.

Fig. 61.

mis en mouvement par les roues G et H. B est le foyer, D le rampant et C le canal de ce dernier, qui sert en même temps de chambre à poussières. F, F sont les trémies, par lesquelles la charge est introduite en une seule fois dans le cylindre, après ouverture des portes E, E. Le grillage terminé, le minerai est déversé par celles-ci dans les wagonnets, J, J.

Les cylindres de Brückner employés à Anaconda ont été construits par la Société Fraser et Chalmers, de Chicago ; ils ont une longueur de 5^m,642 et un diamètre intérieur de 2^m,502. Le cylindre est mis en rotation uniquement par le frottement des galets sur les bandes saillantes dont il est muni. Pour mettre chaque four en activité, il faut une force motrice de deux chevaux. En 16 heures, on grille dans un four 12 tonnes de minerai de cuivre, en abaissant la teneur en soufre de 38 à 9 p. 100, ce qui correspond à 16 tonnes par 24 heures ; la quantité du bois consommé est égale à 1,75 corde (1 corde = 128 pieds cubes anglais.) Pour 9 fours, 6 ouvriers sont nécessaires par douze heures. A Anaconda, 60 fours sont réunis en une série sous le même toit. Pour griller 9 tonnes de minerais, il faudrait tout au plus 1 tonne de charbon. La supériorité du four Brückner sur

les fours à pelletage continu à travail manuel, lorsque la main-d'œuvre et le combustible sont à un prix élevé, est d'après cela évidente.

Les *fours à marche continue* sont des *cylindres inclinés* en fonte ou en fer, garnis intérieurement de matériaux réfractaires, et pourvus d'un dispositif d'alimentation automatique. Le minerai est déversé continuellement à l'extrémité la plus élevée du four, du côté du rampant ; il circule à travers le cylindre animé d'un mouvement lent de rotation et tombe à son extrémité inférieure. La dissémination du minerai dans le cylindre et par suite aussi le grillage sont favorisés par les côtes longitudinales en briques réfractaires dont le revêtement du four est muni. De pareils fours ont été imaginés par *White*, *Howell*, par *Hocking et Oxland* et ils sont employés principalement pour le grillage chlorurant des minerais d'argent. Mais, ils conviennent aussi pour le grillage oxydant des minerais de cuivre et se distinguent par le bon grillage qu'ils fournissent et par la faible dépense de combustible et surtout de main-d'œuvre qu'ils exigent.

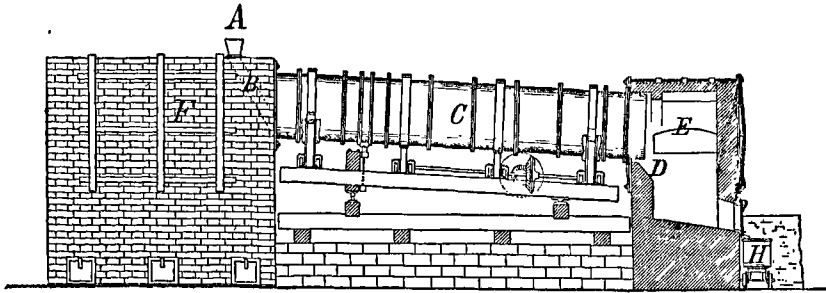


Fig. 62. — Four White.

Le *four de White* est représenté par la figure 62. C est le cylindre, A l'appareil d'alimentation, duquel le minerai se déverse continuellement dans le cylindre. De ce dernier, il tombe en D, puis de là dans le wagonnet H. Le foyer se trouve en E. Les gaz qui s'en échappent passent à l'extrémité supérieure du cylindre dans la chambre à poussières F et de celle-ci dans la cheminée. Les côtes longitudinales en briques réfractaires qui sont en saillie sur le revêtement soulèvent le minerai pulvérulent et celui-ci tombe à travers les gaz venant du foyer, dès qu'il a atteint son angle de chute naturelle. L'air nécessaire peut pénétrer aussi bien par la porte du foyer que par des ouvertures particulières ménagées à côté de ce dernier. Le four étant mobile, on peut donner au cylindre l'inclinaison nécessaire pour les différentes sortes de minerais.

La figure 63 représente le *four d'Hocking-Oxland*. B est le cylindre, A la grille du foyer, α le rampant, f la chambre à poussières. Les minerais sont introduits dans le four par la trémie e , à l'aide d'un dispositif de chargement automatique et par la fente h , qui se trouve à l'extrémité inférieure du cylindre, ils viennent tomber en g . Le cylindre est mis en mouvement au moyen d'une vis sans fin, qui s'engrène avec une couronne dentée adaptée sur la périphérie du cylindre. cc sont des galets. Comme le précédent, ce four est mobile.

L'intérieur d'un cylindre rotatif avec ses côtes longitudinales et saillantes en briques réfractaires est représenté par la figure 64. a est le revêtement réfractaire formé de briques, b, b, b sont les côtes saillantes.

L'auteur a vu en activité, à Wallaroo, dans l'Australie méridionale, des fours de cette sorte, disposés pour le grillage des minerais de cuivre. Ces fours ont

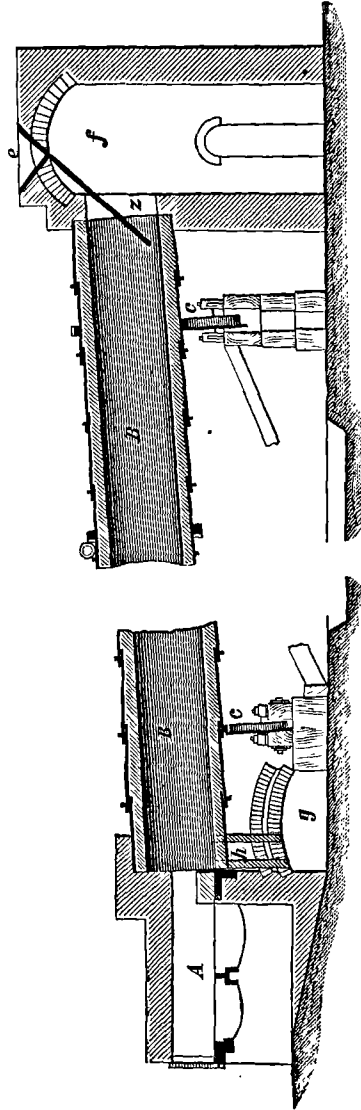


Fig. 63. — Four Hocking-Oxland.

chacun 12^m,20 de longueur et offrent un diamètre intérieur (sans le revêtement) de 1^m,22. Pour soulever le minerai, ils sont munis chacun de 8 côtes formées de briques réfractaires. Leur mouvement est produit par une vis sans fin s'engrenant dans la couronne dentée fixée sur la périphérie. Ils possèdent, en outre, trois couronnes lisses correspondant à des galets. — En 24 heures, on grille 12 tonnes de minerais de cuivre pyriteux, en réduisant la teneur en soufre de 25 à 4 p. 100. La quantité de houille brûlée s'élève à 5 p. 100 du poids du minerai cru, et il

faut autant de ce combustible pour produire la force motrice nécessaire pour le grillage de la quantité de minerai qui vient d'être indiquée. Un ouvrier sert deux fours dans la journée de 12 heures.

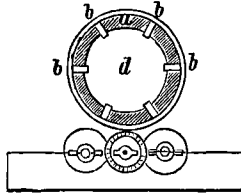


Fig. 64. — Coupe transversale d'un cylindre de four à laboratoire mobile.

Comme le montrent les résultats précédents du grillage en fours à réverbère rotatifs à marche continue, ces appareils, lorsque la main-d'œuvre et le combustible sont à un prix élevé, sont également beaucoup plus économiques que les fours à pelletage continu à travail manuel.

Grillage en four à moufles.

Les *fours à moufles* (appelés *Gefässöfen*, en Allemagne) sont employés lorsqu'on a en vue la préparation d'acide sulfurique (ou lorsqu'il est nécessaire de rendre inoffensifs les gaz du grillage) avec des minerais qui ne peuvent pas être grillés en fours à cuve, parce qu'ils s'agglutinent, fondent ou décrépitent.

Comparés aux fours à cuve, ils ont l'inconvénient d'exiger une grande dépense de combustible et une pulvérisation préalable des minerais, et, comparés aux fours à réverbère, ils ont celui de fournir un rendement moindre et d'exiger une plus grande dépense de combustible et de main-d'œuvre. Néanmoins, ils sont employés avec beaucoup d'avantage pour les minerais de l'espèce indiquée plus haut, lorsqu'on a pour but de préparer de l'acide sulfurique avec les gaz résultant du grillage et en même temps d'obtenir un bon grillage des minerais.

On distingue les fours à moufles en fours à laboratoire fixe et en fours à laboratoire rotatif.

Parmi les *fours à laboratoire fixe*, le plus connu est celui d'Hasenclever. Cet appareil est employé avec succès dans les usines à cuivre d'Oker, pour le grillage de minerais cuprifères.

Le *four d'Hasenclever* se compose de plusieurs moufles superposés, qui communiquent entre eux par des canaux verticaux et sont chauffés par la flamme d'un foyer à grille. Les corps à griller sont introduits, au moyen d'une trémie dans le moufle supérieur et, comme dans les fours à pelletage continu, la masse soumise au grillage est poussée de temps en temps en avant. Par un canal vertical, établi à l'extrémité de ce moufle, la masse est déversée dans un second moufle, qui se trouve au-dessous de lui et dans lequel elle est poussée de la même manière que dans le premier, pour arriver finalement dans un troisième moufle. A l'extrémité de ce dernier, la masse grillée est retirée par une porte de travail. La flamme suit la même voie que le corps à griller, mais en sens inverse, et dans sa marche ascendante elle vient lécher successivement la sole et le plafond des différents moufles. Les gaz du grillage passent de ces derniers, par des ouvertures ménagées dans leurs parois postérieures, dans des canaux

verticaux et de ceux-ci dans un canal collecteur, qui les conduit à la fabrique d'acide sulfurique. Dans ces derniers temps, on a aussi directement superposé deux mouffes, de façon que la flamme du foyer vienne lécher la sole du moufle inférieur et le plafond du supérieur. Les figures 65 et 66 montrent deux

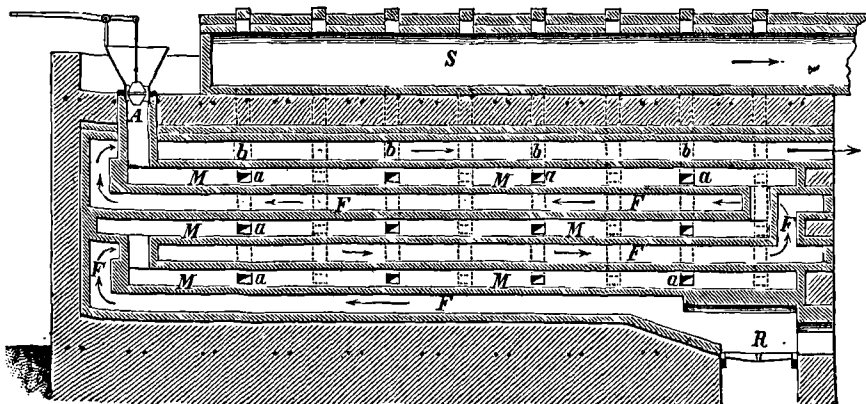


Fig. 65. — Four à mouffes d'Hasenclever; coupe longitudinale.

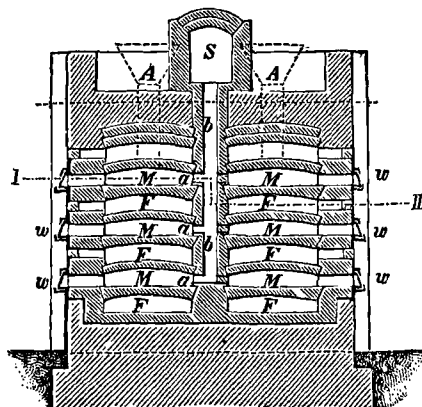


Fig. 66. — Four à mouffes d'Hasenclever; coupe transversale de deux fours accolés.

fours d'Hasenclever accolés. R est la grille de l'un des fours; M, M sont les différents mouffes, F, F les carnaux qui sont parcourus par la flamme dans la direction indiquée par les flèches. A, A sont les ouvertures pour le chargement des minerais; ceux-ci parcourent les différents mouffes de haut en bas. w sont les portes de travail. Les gaz du grillage passent, par les ouvertures a, dans les canaux verticaux b et de ces derniers dans le canal collecteur S, qui est en communication avec la fabrique d'acide sulfurique. Le four a 10 à 11 mètres de longueur, 3 à 4 mètres de largeur et de hauteur. La Société par actions de Stolberg, près Aix-la-Chapelle (Directeur général *Hasenclever*), se charge de la construction de ces fours et fournit tous les détails nécessaires.

A l'usine d'Oker, on grille en 24 heures, dans un four Hasenclever avec trois

moufles superposés, 3,5 tonnes de minerais de cuivre pyriteux plombifères ou 4 tonnes de minerais pyriteux riches en cuivre, en abaissant la teneur en soufre à 3 p. 100; la quantité de houille consommée s'élève à 27 ou 30 p. 100 du poids du minerai cru. Un four exige pour son service deux hommes par douze heures.

Dans le four à moufles de *Liebig et Eichhorn*, ainsi que dans celui de *Grillo*, on n'a pas encore jusqu'à présent grillé de minerais de cuivre, bien qu'ils seraient tout aussi convenables pour cet usage que pour le grillage de la blende, pour lequel ils sont employés jusqu'à présent.

Nous ne parlerons pas des autres fours à moufles avec sole fixe qui pourraient

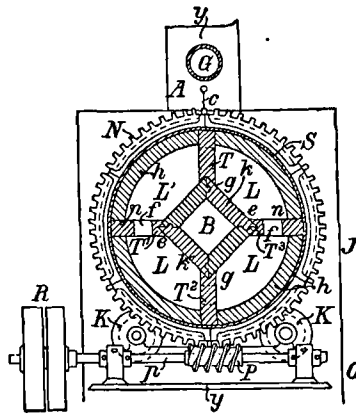


Fig. 67. — Four à moufles rotatif de Mac Douglas; coupe transversale.

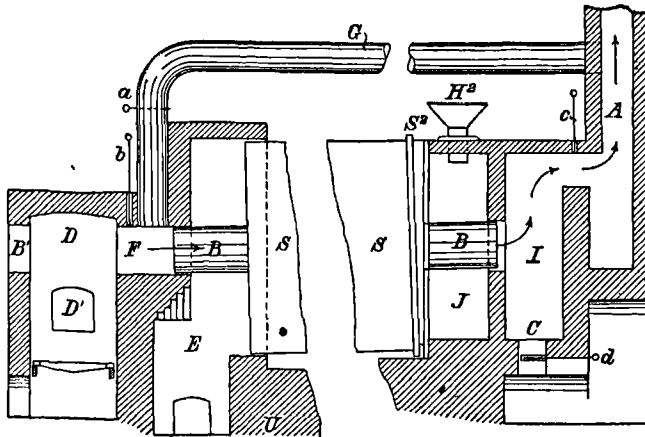


Fig. 68. — Four à moufles rotatif de Mac Douglas; coupe longitudinale.

aussi servir au grillage des minerais de cuivre, parce qu'ils exigent une grande dépense de combustible.

Les fours à moufles avec laboratoire rotatif n'ont pas encore jusqu'à présent été adoptés définitivement pour le grillage des minerais de cuivre. Le dispositif

qui a été proposé dans ce but est dû à *Mac Douglas*. Ce four représente un cylindre rotatif incliné, dans le milieu duquel se trouve un canal en fonte ou en briques réfractaires, établi parallèlement à son axe longitudinal. Les gaz du foyer passent à travers ce canal, tandis que le minerai pulvérulent est versé dans l'espace resté libre entre ce canal et le revêtement intérieur du cylindre. Comme le chauffage a lieu par rayonnement de la chaleur du canal, les minerais sont grillés sans aucun contact avec les gaz de la combustion, et les gaz du grillage peuvent être employés à la fabrication de l'acide sulfurique. Afin que les minerais puissent être soulevés et mis suffisamment en contact avec l'air, l'espace entre le canal et le revêtement du cylindre est partagé, au moyen de cloisons longitudinales en briques réfractaires, en 4 compartiments, communiquant entre eux par des ouvertures ménagées dans ces cloisons. Les minerais sont soulevés par les cloisons et ils peuvent par les ouvertures de celles-ci passer d'un compartiment dans l'autre. Ils sont chargés à l'extrémité supérieure du cylindre au moyen d'un dispositif d'alimentation automatique et tombant à son extrémité inférieure. Le courant d'air peut être réglé à l'aide de registres et de canaux latéraux, de façon que la chaleur reste toujours à un degré déterminé.

La disposition de l'appareil est représentée par les figures 67 et 68. S est le cylindre rotatif incliné, qui est mis en mouvement à l'aide d'une vis sans fin et d'un cercle denté entourant le cylindre. Dans ce cylindre se trouve le canal B, communiquant avec le foyer à grille D ; celui-là est relié au cylindre par les cloisons T, T¹, T² et T³ et tourne avec lui. Le revêtement intérieur du cylindre, les parois du canal B et les cloisons longitudinales sont en briques réfractaires. Les minerais sont chargés à l'extrémité supérieure du cylindre par la trémie H² et ils tombent en E par l'autre extrémité. G est un canal latéral par lequel de l'air peut être dirigé dans la cheminée, lorsque le canal B doit être refroidi. Dans ce cas, on ferme le canal principal conduisant à la cheminée au moyen du registre c et on ouvre le registre d. Il passe maintenant de l'air froid par le canal C dans le canal B et de ce dernier, par le canal latéral G (après qu'on a tiré le registre a), dans la cheminée A. Le registre b étant fermé, les gaz du foyer sont exclus. L'afflux de l'air sur les minerais est réglé au moyen d'un autre registre (non visible dans les figures).

On ne possède pas encore, comme il a été dit précédemment, de renseignements définitifs sur le fonctionnement de cet appareil relativement au grillage des minerais de cuivre et à l'utilisation des gaz fournis par ces derniers pour la préparation de l'acide sulfurique. Mais, à cause de l'originalité du dispositif, l'auteur a pensé qu'il devait aussi le mentionner.

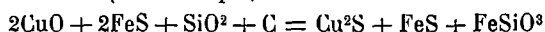
2. — FONTE POUR MATTE EN FOURS A CUVE DES MINERAIS GRILLÉS

Les minerais de cuivre grillés représentent un mélange d'oxydes, de sulfates et de sulfures indécomposés du cuivre et du fer, dans lequel la majeure partie du cuivre est encore combinée à du soufre. Ils renferment, en outre, fréquemment des sulfates, des oxydes et des sulfures non décomposés du zinc et du plomb, des arséniures et des antimoniures métalliques, des arséniates et des antimoniates, ainsi que du quartz, des silicates, du sulfate de calcium et du sulfate de baryum.

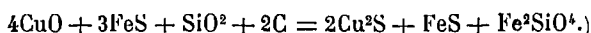
Par la fusion des minerais avec du charbon et des fondants convenables, le fer

doit autant que possible être scorifié et tout le cuivre rassemblé dans une matte. La scorification du fer a lieu par réduction du peroxyde de fer en oxydule et combinaison de celui-ci à de l'acide silicique, ainsi que par décomposition d'une partie du sulfure de fer par les oxydes du cuivre en présence d'acide silicique et de charbon.

Les oxydes et les silicates du cuivre sont en même temps convertis par le sulfure de fer en sulfure de cuivre, tandis qu'une quantité correspondante de fer est transformée en silicate. (Par exemple,



ou



Une partie des oxydes du cuivre est réduite par l'oxyde de carbone et le charbon en cuivre métallique, qui est transformé en sulfure aux dépens du soufre d'une partie du sulfure de fer. Le fer est en même temps séparé à l'état métallique ($2\text{Cu} + \text{FeS} = \text{Cu}^2\text{S} + \text{Fe}$) ou bien il est aussi possible qu'il soit ramené à un degré inférieur de sulfuration ($2\text{Cu} + 2\text{FeS} = \text{Cu}^2\text{S} + \text{Fe}^2\text{S}$). Cependant, l'existence du sous-sulfure de fer (Fe^2S) n'a pas encore jusqu'à présent été constatée. Jusqu'à ce que la constatation de l'existence de cette combinaison ait été faite, il vaut donc mieux admettre que le fer est séparé à l'état métallique du monosulfure de fer par le cuivre. Le fer devenu libre est, comme cela a été démontré, dissous par la matte. Il se peut aussi qu'une partie du peroxyde de fer soit réduite en oxydule par le fer métallique et scorifiée ($\text{Fe}^2\text{O}^3 + \text{Fe} = 3\text{FeO}$). Le sulfate de cuivre est réduit en sulfure. Indépendamment des réactions principales dont il vient d'être question, il se produit encore dans une certaine mesure, comme phénomènes secondaires, les réactions du procédé anglais, c'est-à-dire la réaction des oxydes du cuivre sur les sulfures de cuivre et de fer.

Tout le sulfure de cuivre en se réunissant au sulfure de fer qui n'a pas été décomposé et au sulfure de cuivre qui existait dans les minerais grillés, forme la matte cuivreuse. Tant qu'il y a une quantité suffisante de sulfure de fer, il ne peut pas rester de cuivre dans la scorie sous forme de silicate, parce que ce métal forme avec le sulfure de fer du sulfure de cuivre et du silicate de fer.

Parmi les éléments étrangers contenus dans les minerais de cuivre, l'oxyde de zinc est partie réduit à l'état de métal et volatilisé, partie entraîné dans la scorie. Une certaine quantité du sulfure de zinc passe dans la matte, tandis que la majeure partie est scorifiée. Le sulfate de zinc est partie décomposé en oxyde et acide sulfurique ou acide sulfureux et oxygène, partie réduit en sulfure de zinc. (L'oxyde et le sulfure de zinc se comportent de la manière qui vient d'être indiquée pour ces deux corps lorsqu'ils existent dans les minerais grillés.) Le plomb sous forme d'oxyde et de sulfate est réduit à l'état de métal ou de sulfure et il passe également dans la matte.

Une partie des antimoniates et des arsénates est réduite en antimoniures et arséniures métalliques, tandis que l'antimoine et l'arsenic de l'autre partie sont volatilisés. (En présence de fer sulfuré, une partie de l'arsenic des arséniures métalliques est volatilisée à l'état de sulfure.) Les arséniures et les antimoniures restants passent dans la matte, s'ils ne sont qu'en faible quantité, autrement ils se séparent sous forme de speiss. Les sulfates de baryum et de calcium sont réduits en sulfures et alors ils agissent comme le sulfure de fer sur les oxydes et les silicates du cuivre.

Le sulfate de baryum, le sulfure de fer et l'acide silicique réagissent aussi entre eux, à haute température, de telle sorte que l'acide silicique expulse du sulfate de baryum l'acide sulfurique décomposé en acide sulfureux et oxygène, qui à son tour oxyde le sulfure de fer, en le transformant en acide sulfureux et oxydure de fer. La baryte et l'oxydure de fer forment avec l'acide silicique un silicate double très fusible. Le sulfate de baryum est également décomposé par l'acide silicique et le fer métallique, réaction qui donne naissance à un silicate de baryum et de fer et est accompagnée d'un dégagement d'acide sulfureux.

Le quartz et les silicates qui sont mélangés aux minerais de cuivre sont scorifiés. Pour former la scorie, on ajoute, lorsque les minerais sont de nature acide, c'est-à-dire lorsqu'on a affaire à des minerais quartzeux et argileux, des fondants basiques, surtout des minerais ferrugineux et calcaires, ainsi que des scories basiques (scories du travail des mattes et du cuivre brut); avec les minerais de nature basique, comme ceux qui renferment du peroxyde de fer, on ajoute comme fondants des minerais quartzeux et argileux, des scories acides, de l'argile et du schiste argileux. Aux minerais trop fortement grillés, qui à la fonte donneraient du cuivre noir, on ajoute des minerais crus, tandis que ceux qui ne le sont pas assez, lesquels fourniraient une grande quantité de matte pauvre, sont additionnés de minerais oxydés ou salins, ainsi que de scories d'affinage ou de raffinage du cuivre.

On donne au lit de fusion, par un grillage convenablement effectué, une teneur en soufre telle que l'on obtienne une matte avec 35 à 50 p. 100 de cuivre. Au-dessous d'une teneur en cuivre de 35 p. 100, la quantité de la matte est trop grande et, par suite, les frais de son traitement ultérieur deviennent trop élevés. Avec une teneur en cuivre de la matte supérieure à 50 p. 100, la scorie est trop riche en cuivre et ne peut plus être rejetée.

La scorie qui se forme lors de la fusion doit se séparer facilement de la matte, de façon qu'elle ne retienne mécaniquement aucune particule de celle-ci, ni cuivre chimiquement combiné. On doit considérer comme normales les scories qui se trouvent entre les degrés de silicification des singulosilicates et des bisilicates et contenant comme base principale de l'oxydure de fer. Lorsque les minerais ont une teneur élevée en fer et en zinc, on rend les scories basiques (mélange de subsilicates et de singulosilicates et singulosilicates purs), tandis que avec des minerais riches en acide silicique on les rend acides (bisilicates, mélange de bisilicates et de trisilicates). On produit un mélange de subsilicates et de singulosilicates ou des singulosilicates, par exemple, avec des minerais de cuivre pyriteux, dont l'élément principal est, après le grillage, le peroxyde de fer. En ajoutant plus d'acide silicique qu'il n'en faut pour obtenir ce résultat, on augmenterait la quantité de la scorie et avec cela les frais de la fonte et la scorification du cuivre. On produit les mêmes degrés de silicification dans le cas de la présence de zinc dans les minerais, parce que les scories ferrugineuses basiques ont la propriété de dissoudre jusqu'à un certain degré de l'oxyde et du sulfure de zinc, sans perdre leurs bonnes qualités. (L'oxyde de zinc non scorifié est réduit en zinc métallique, qui se volatilise et est réoxydé et se dépose sur les parois du four à l'état de *cadmies*, ce qui raccourcit considérablement la durée des campagnes de fonte). Des quantités plus grandes de sulfure de zinc forment avec la scorie et une partie de la matte cuivreuse une masse poreuse, appelée *skumnas* (écume) en Suède, de laquelle on ne peut que difficilement séparer le cuivre qu'elle renferme. C'est pour cela qu'on cherche pendant le grillage à trans-

former autant que possible le sulfure de zinc en oxyde et, en ajoutant lors du grillage des corps contenant du carbone, à décomposer en oxyde de zinc, acide sulfureux et oxygène le sulfate de zinc basique, qui dans le four à cuve est de nouveau réduit en sulfure.

On produit des bisilicates avec les minerais de cuivre siliceux, afin d'économiser les fondants basiques, parce que pour former des scories moins siliciques de très grandes quantités de bases sont nécessaires (pour le bisilicate $60 \text{ SiO}_2 = 72 \text{ FeO}$, pour le singulosilicate $60 \text{ SiO}_2 = 144 \text{ FeO}$) et la quantité de la scorie est augmentée proportionnellement.

On ne produit qu'exceptionnellement des mélanges de bisilicates et de trisilicates, comme lors de la fonte des schistes cuprifères du Mansfeld, qui contiennent déjà les éléments nécessaires pour la formation de pareilles scories et qui, en outre, à cause de leur faible teneur en cuivre (2 à 3 p. 100) ne supporteraient pas une nouvelle addition de masses stériles.

Une teneur trop élevée des scories en acide silicique, aussi bien qu'une teneur trop faible en ce même acide ou une trop grande richesse en fer ont aussi leurs inconvénients.

Une teneur trop élevée en acide silicique rend la scorie difficilement fusible, et si celle-ci est très pâteuse elle retient facilement, mécaniquement, des particules de matte. Mais elle a surtout l'inconvénient, à la haute température nécessaire pour la fusion de la scorie, de produire la réduction d'une certaine quantité de fer. De même que dans le haut-fourneau le fer est séparé des minerais et même des silicates, le fer peut ici être également réduit d'un lit de fusion rendu trop difficilement fusible par sa teneur élevée en acide silicique ; ce métal se dépose alors sur les parois des parties supérieures du four ou bien il forme au fond de ce dernier les dépôts désignés sous le nom de *loups*, et dans les deux cas il peut rendre nécessaire la mise hors feu du four. En outre, la consommation de combustible est augmentée par une trop grande teneur du lit de fusion en acide silicique et le rendement du four est abaissé. Pour ces raisons, les minerais quartzieux pauvres en cuivre, s'ils ne peuvent pas trouver emploi dans le procédé anglais, seront donc traités plus avantageusement par voie humide que par voie ignée. Si l'on ne se trouve pas dans des conditions exceptionnelles (comme cela a lieu, par exemple, avec les schistes cuprifères du Mansfeld mentionnés plus haut), on ne laissera pas la teneur en acide silicique des scories, en se basant sur les données de l'expérience, dépasser 42 p. 100. Avec une teneur de plus de 36 p. 100 le rendement journalier du four subit déjà une diminution, mais sans que, jusqu'à 42 p. 100, on ait remarqué d'autres inconvénients.

Une teneur en acide silicique trop faible ou une teneur trop élevée en fer rend les scories spécifiquement plus lourdes, de sorte que celles-ci se séparent difficilement de la matte et retiennent mécaniquement des particules de cette dernière. De plus, si le four est formé d'une maçonnerie, ces scories l'attaquent à cause de leur nature basique, en dissolvant son acide silicique et ses silicates acides. En outre, par suite de leur teneur élevée en fer, du fer est facilement séparé de ces scories à l'état de métal, qui se dépose sous forme de loupes au fond du four et raccourcit ainsi les campagnes de fusion. Si maintenant une teneur trop faible des scories en acide silicique n'est pas aussi nuisible qu'une teneur trop élevée, on ne peut pas cependant, comme l'expérience l'a montré, l'abaisser facilement au-dessous de 24 p. 100, et l'on admet comme limite inférieure 18 p. 100.

La teneur en acide silicique la plus convenable pour les scories oscille, d'après cela, entre 24 et 36 p. 100.

Comme bases, il peut y avoir jusqu'à un certain degré, indépendamment de l'oxydure de fer, de la chaux, de la magnésie et de l'alumine. Cependant, la magnésie et l'alumine, même en proportions relativement faibles, rendent les scories difficilement fusibles, tandis que la chaux peut se trouver dans celles-ci en quantités plus grandes.

Les tableaux suivants donnent la composition de scories avec des teneurs différentes en acide silicique :

	Oker Subsilicate	Oker Mélange de subsilicate et de singulosilicate	Röros Singulosilicate
Acide silicique.	21,62	25,24	31,44
Alumine	5,15	14,00	7,86
Chaux.	2,57	4,86	—
Magnésie	—	—	4,46
Oxydure de fer	65,62	43,96	55,21
Oxyde de zinc	—	6,40	—
Oxydure de cuivre.	2,26	0,3-0,5 Cu	—
Soufre	2,08	—	—

	Altenau Entre le sin- gulossilicate et le bisilicate	Fahlun Entre le sin- gulossilicate et le bisilicate	Mansfeld Bisilicate	Mansfeld Entre le bisilicate et le trisilicate	Mansfeld Entre le bisilicate et le trisilicate
Acide silicique.	34,67	40,28	48	54,13	57,43
Oxydure de fer.	48,25	49,80	5	10,83	7,47
Alumine.	4,38	12,20	15	10,53	7,83
Chaux.	3,53	—	20	19,41	23,40
Magnésie	—	2,67	5	1,79	0,87
Oxyde de zinc	2,89	—	—	—	—
Protoxyde de manganèse	2,00	—	—	—	—
Oxyde de plomb	1,07	—	—	—	—
Oxydure de cuivre	—	—	—	2,03	0,30

Les fours à cuve, dans lesquels est effectuée la fonte des minerais grillés, ont subi dans ces quarante dernières années de nombreuses modifications. Des fours bas à chargement vertical, on est passé aux fours élevés à chargement horizontal. La section horizontale carrée ou trapézoïde des fours a été remplacée par la section circulaire, rectangulaire ou elliptique. Au lieu de les rétrécir à partir des tuyères jusqu'au gueulard, on les a élargis légèrement ou conservé la même section horizontale dans toute leur hauteur. A la place des fours accouplés à muraillement épais, difficilement accessibles, on a construit des fours libres avec ouvrage d'un accès facile et muraillement léger, ou des fours avec chemise en fer au lieu de muraillement, ou bien encore des fours dans lesquels la maçon-

nerie est remplacée par des parois creuses en fer, entre lesquelles de l'eau circule (appelés en Angleterre et en Amérique *water-jacket furnaces*, fours à chemise d'eau). On a cherché à accroître le rendement des fours en leur donnant de plus grandes dimensions, et en augmentant le nombre des tuyères, ainsi que la pression du vent et le volume de ce dernier.

La hauteur à donner aux fours dépend principalement de la teneur en fer du lit de fusion et de l'espèce du combustible employé. Plus les fours sont hauts, plus facilement est réduit le fer contenu dans le lit de fusion. C'est pour cela qu'avec des minerais riches en fer on emploie des fours plus bas que pour ceux qui sont pauvres en ce métal. Lorsqu'on se sert de charbon de bois, on doit employer, les autres conditions étant les mêmes, des fours plus élevés que lorsqu'on se sert de coke, parce que avec le charbon de bois la combustion se propage rapidement vers les couches supérieures, et que, par suite, avec des fours bas une partie de ce combustible serait brûlée au gueulard sans être utilisée. Avec des minerais renfermant de grandes quantités de zinc, on cherche, si on ne réussit pas à scorifier tout ce métal, à en volatiliser une partie et alors, afin d'éviter la formation de dépôts de zinc dans les parties supérieures des fours, on construit ces derniers pas trop hauts.

En général, la hauteur des nouveaux fours, à partir du sol de l'usine jusqu'au gueulard, oscille entre 3^m,50 et 9 mètres.

La dernière hauteur est employée exceptionnellement pour des minerais difficilement fusibles, pauvres en fer et riches en acide silicique et en terres, avec lesquels on n'a pas à craindre une réduction de fer, comme c'est le cas pour les schistes cuprifères du Mansfeld. La distance du niveau des tuyères au gueulard, qui donne la mesure pour la hauteur des fours, s'élève ici à 6^m,50 environ. Pour les minerais ferrugineux basiques (pyrites grillées), cette distance est établie entre 2^m,50 et 4 mètres, comme cela a lieu, par exemple, aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord, pour les fours où l'on fond des pyrites cuprifères grillées contenant 3 à 4 p. 100 de cuivre. Pour les minerais de nature plus acide, on va jusqu'à 4 à 5 mètres, suivant la teneur en acide silicique. Aux Etats-Unis, lorsqu'il s'agit de minerais acides, on ne dépasse guère 4^m,50, parce que au-delà un dépôt de fer est à craindre.

Lorsqu'on se sert de charbon de bois, il faut, d'après *Bredberg*, employer des fours de 6^m,28 au moins de hauteur. (De pareils fours étaient autrefois en usage à Atvidaberg, en Suède.)

On donne maintenant aux fours une section horizontale circulaire, rectangulaire ou ovale.

Le diamètre des fours circulaires ne peut pas dépasser une certaine mesure, parce que autrement le vent, à la pression permise, ne peut plus pénétrer jusqu'à l'axe du four. De son côté, la pression dépend de la fusibilité et de la teneur en fer des minerais. Avec une pression trop forte, du fer des minerais est réduit, et en quantité d'autant plus grande que ceux-ci sont plus riches en ce métal. Avec des minerais pauvres en fer, la pression peut, par suite, être assez forte et le diamètre du four s'accroît proportionnellement. Cependant le diamètre du plan des tuyères, et de sa grandeur dépend précisément la quantité de lit de fusion que l'on peut passer en un temps déterminé, ne doit pas, dans l'intérêt d'une fusion complète, être trop grand avec des minerais difficilement fusibles, comme le sont les minerais pauvres en fer. C'est pour cela que les fours destinés au traitement de ces minerais sont fortement rétrécis au plan des tuyères. Les nou-

veaux fours du Mansfeld, dans lesquels on fond le schiste cuprifère pauvre en fer, difficilement fusible de cette contrée, le vent étant introduit sous une pression 73 à 110^{mm} de mercure, sont parmi les appareils circulaires de construction récente ceux qui possèdent le diamètre le plus grand. Ce diamètre est de 1^m,60 à 1^m,88 au niveau des tuyères et de 2^m,20 au niveau du gueulard. La quantité de lit de fusion qui peut être passée en 24 heures, oscille, suivant la pression ou le diamètre du plan des tuyères, entre 100 (à 73^{mm} de pression) et 150 (à 110^{mm} de pression) tonnes. Pour les minerais plus fusibles, la pression varie, suivant la nature de ceux-ci, de 20 à 40^{mm} de mercure. Pour ces minerais, on donne au diamètre, au niveau des tuyères, 75 centimètres à 1^m,33, suivant leur nature, et on l'augmente un peu en allant vers le gueulard.

Ainsi, par exemple, le diamètre des fours circulaires au niveau des tuyères est à Oker, dans le Harz Supérieur, avec une pression de 35^{mm} de mercure, égal à 1^m,30 (diamètre au niveau du gueulard 1^m,75), celui des fours de Brixlegg, dans le Tyrol, s'élève 1^m,20 (diamètre au niveau du gueulard 1^m,70) et celui des fours américains à chemise d'eau varie de 1^m,06 à 1^m,27 (la pression du vent étant égale à 1/2 à 3/4 de livre par pouce carré).

Les fours rectangulaires et les fours ovales sont plus convenables pour une grande production que les fours circulaires, parce que dans ces appareils la section au niveau des tuyères, de la grandeur de laquelle, les autres conditions étant d'ailleurs les mêmes, dépend le rendement du four, peut être accrue, en donnant des dimensions aussi grandes que possible aux longs côtés du rectangle, dont la longueur des côtés courts est déterminée par la nature du minerai. Les fours de cette espèce, qui depuis quelque temps sont employés avec prédilection aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord, permettent effectivement, abstraction faite des fours usités pour la fonte des schistes cuprifères du Mansfeld, de passer en un temps déterminé une quantité de lit de fusion bien plus grande (jusqu'à 90 tonnes en 24 heures) que dans tous les fours à cuve construits jusqu'à présent pour la fonte des minerais de cuivre ferrugineux grillés.

La plus grande longueur du rectangle est (dans le four américain Orford) de 3^m,56 intérieurement. La largeur ne dépasse pas beaucoup 1 mètre, et dans le four Orford, qui vient d'être cité, elle s'élève à 1^m,032.

Les parois du four sont verticales (fours Orford) ou bien elles s'écartent supérieurement, dans lequel cas le four passe au four Raschette. Les fours rectangulaires sont aussi construits avec chemise d'eau (c'est-à-dire comme les *water-jacket furnaces* mentionnés précédemment) et sont employés sous cette forme aux Etats-Unis (four Henrich). Les fours à chemise d'eau (les *water-jackets*, comme on les appelle aussi simplement) sont en fonte ou en fer. Aux Etats-Unis, c'est le fer qui est préféré.

On a reconnu que l'arrondissement des angles des fours rectangulaires constituait un perfectionnement de ces appareils, et alors la forme du plan des tuyères se rapproche de l'ellipse. Cette modification a été appliquée pour la première fois en Russie, par *Skinder*, aux fours en maçonnerie et ensuite aux *water-jackets*, par *Herreshof*, à Brooklyn, où l'auteur a vu de pareils fours.

Le four Herreshof, qui va s'élargissant de bas en haut jusqu'au gueulard, offre la section horizontale d'un rectangle avec les angles fortement arrondis et les longs côtés bombés extérieurement. Au fond, il a intérieurement 1^m,063 de largeur et 1^m,931 de longueur; au gueulard, sa largeur est de 1^m,397 et sa longueur de 2^m,236. Au niveau des tuyères, il est large de 1^m,120 et long de 1^m,991. La

chemise à eau de ce four, dans lequel on peut passer en 24 heures environ 90 tonnes de pyrites cuprifères grillées, résiste plus longtemps que celle des water-jackets rectangulaires.

Les *tuyères* sont, dans les nouveaux fours à cuivre, distribuées aussi symétriquement que possible sur la périphérie du plan qu'elles doivent occuper. Lorsque, comme autrefois, le chargement avait lieu en colonnes verticales et que la fusion se faisait conséquemment sous le nez des tuyères, celles-ci, ordinairement au nombre de 1 à 3, se trouvaient dans la paroi postérieure du four. Dans les nouveaux appareils, le nombre des tuyères n'est pas inférieur à 3 et il s'élève même jusqu'à 14. Ainsi, les fours d'Oker ont 5 tuyères, ceux du Mansfeld 6, le four Herreshof en a 13 et le four Orford 14. Les tuyères sont toujours refroidies par de l'eau, excepté toutefois celles des fours Skinder et Orford.

La pression du vent oscille, comme on l'a déjà dit, avec la plupart des minerais, lorsqu'on se sert de coke, entre 20 à 40^{mm} de mercure, et elle ne va qu'exceptionnellement (schistes cuivreux du Mansfeld) à 100^{mm}. Lorsqu'on emploie du charbon de bois, la pression est plus faible.

Actuellement, le vent est presque toujours produit au moyen d'un ventilateur (*blower*). En Europe, on emploie ordinairement le ventilateur de *Rott* (*Root-blower*), en Amérique et en Australie celui de *Baker* (*Baker-blower*). On ne se sert qu'exceptionnellement, pour les fours hauts et les minerais difficilement fusibles, de la soufflerie à cylindre (Mansfeld) et de la cagniardelle (Mansfeld).

L'air chauffé ne peut être que rarement employé avec avantage pour les minerais pauvres en fer difficilement fusibles, comme lors de la fonte des schistes cuprifères du Mansfeld, parce que, autrement, du fer des minerais serait réduit. Au Mansfeld, le vent est porté 200-300°, au moyen des gaz du gueulard des fours de fusion des schistes cuprifères.

Suivant la manière dont les masses fondues se rassemblent dans le four et en sont extraites, la partie inférieure de ce dernier offre des dispositions différentes, et on distingue, d'après cela : 1° les *fours à rigole* ou à *œils*, dans lesquels toutes les masses fondues se rassemblent entièrement en dehors du four ; 2° les *fours à creuset*, dans lesquels seulement les masses chargées du métal ou toutes les masses se rassemblent à l'intérieur du four ; 3° les *fours à bassin* ou à *avant-creuset*, dans lesquels les masses fondues contenant le métal se rassemblent dans un réservoir ou bassin, qui s'étend au-delà de la sole du four (et dont la partie extérieure porte le nom d'*avant-creuset*), par conséquent, partie en dedans, partie en dehors de ce dernier.

La sole des fours à rigole présente une certaine inclinaison du côté où doivent s'écouler les masses fondues, et celles-ci sortent par une ouverture ménagée dans la paroi antérieure du four, pour se rassembler dans un ou plusieurs vases collecteurs, où elles se séparent suivant leur poids spécifique. On nomme *rigole* la sole inclinée du four, *œil* ou *trou de coulée*, l'ouverture par laquelle s'écoulent du four les masses fondues et *bassins de coulée* les réservoirs placés en dehors du four, dans lesquels elles sont recueillies.

Comme on l'a déjà dit, les masses fondues, dans les fours à creuset, se rassemblent entièrement à l'intérieur du four, dans sa partie la plus basse, qui porte le nom de *creuset*. Cette partie est excavée et garnie de brasque, ou bien elle offre une sole plane en briques réfractaires.

Dans les fours à bassin, les masses contenant le métal restent dans le bassin, tandis que la scorie sort de l'avant-creuset dès que celui-ci est plein et par une

gouttière inclinée elle s'écoule sur le sol de l'usine ou dans des réservoirs particuliers.

Les *fours à rigole à œil* sont avantageux pour la fonte de minerais très ferrugineux (pyrites cuprifères grillées), avec lesquels on a à craindre qu'un long séjour des masses fondues dans le four ne donne lieu à un dépôt de fer et à la formation de loups sur la sole. L'inconvénient d'une séparation insuffisante de la matte d'avec la scorie dans le bassin de coulée établi devant le four, peut être évité en laissant couler directement les masses fondues du four dans des récipients couverts, dans lesquels la chaleur est assez grande pour que la scorie et la matte restent suffisamment fluides pour se séparer nettement. De ces récipients, on laisse couler continuellement la scorie par un œil muni d'une gouttière, tandis que la matte en est percée périodiquement ou bien s'écoule aussi d'une manière continue à un niveau plus bas que la scorie. Pour obtenir l'écoulement continu de la matte, on divise en deux compartiments, au moyen d'une cloison en matières réfractaires, le récipient qui se trouve devant le four et à la partie inférieure de la cloison, on ménage une ouverture en forme de fente, qui établit une communication entre les deux compartiments du bassin. On maintient cette ouverture fermée jusqu'à ce que l'un des compartiments, qui communique avec le four, se soit rempli de matte, de façon qu'il ne puisse plus passer de scories d'un compartiment dans l'autre par l'ouverture de la cloison. Lorsqu'il en est ainsi, l'ouverture est rendue libre, et la matte peut alors s'établir au même niveau dans les deux compartiments. Par un œil muni d'une rigole, elle s'écoule maintenant d'une manière continue du deuxième compartiment, tandis que du premier la scorie coule continuellement à un niveau plus élevé.

Ces dispositions ont aussi l'avantage de ne pas permettre au vent de traverser le four, et celui-ci demeure toujours chaud et exempt de dépôts. Les loups qui peuvent se former se déposent au fond des récipients.

Ces dispositions sont employées avec beaucoup d'avantage aux États-Unis pour la fonte de pyrites cuprifères ; leur maniement exige cependant beaucoup d'habileté et le passage d'une grande quantité de lit de fusion pour que l'œil du four ne s'obstrue pas. Le four Herreshof est pourvu du dispositif indiqué en premier lieu, le four Orford du second. Des détails plus complets seront donnés à ce sujet, lorsque nous décrirons ces deux fours.

Sur le Continent européen, les fours à rigole sont à deux coulées ou à une seule ; les premiers, qui sont désignés sous le nom de *fours à lunettes* (fours à deux œils), sont munis de deux bassins de coulée, les seconds n'en ayant qu'un seul ; dans les deux cas, les bassins sont garnis d'une brasque. Lorsqu'on se sert de fours de petites dimensions, la matte est enlevée sous forme de disques après chaque refroidissement de la surface. Dans les fours où l'on passe une grande quantité de lit de fusion, la matte est percée aussitôt que le bassin de coulée est plein.

Dans les deux cas, la séparation de la matte d'avec la scorie est moins parfaite que dans le procédé américain ; cependant, les bassins de coulée sont plus faciles à nettoyer et à réparer que les récipients américains.

Les *fours à creuset* doivent toujours être employés lorsqu'on n'a pas à craindre que les minerais soumis à la fusion donnent naissance à des loups ou d'autres dépôts. Ils retiennent bien la chaleur et par suite maintiennent liquides les masses fondues qui s'y trouvent. Il résulte de là que la scorie peut être nettement séparée de la matte. On laisse la scorie s'écouler d'une manière continue

dans un récipient particulier (marmite à scories) ou bien on l'écoule toutes les 10 minutes environ en débouchant alternativement deux trous (les œils des scories) établis à un certain niveau. Dans ce dernier cas, qui est la règle dans les usines de l'Ouest des Etats-Unis, la chaleur est encore mieux retenue dans les fours, et la scorie reste fluide et se sépare de la matte aussi complètement que possible. En outre, elle est si chaude qu'elle peut traverser à l'état liquide plusieurs récipients placés les uns au-dessous des autres et dans lesquels peuvent se déposer, sous forme de régule, les particules de matte qui auraient pu être entraînées.

Aux usines du Mansfeld, la scorie s'écoule dans deux caisses établies l'une au-dessous de l'autre, desquelles on fait de temps en temps écouler la matte qui s'y est rassemblée, et elle arrive ensuite dans la marmite à scories, qui est mobile. Les inconvénients des fours à creuset sont la production de vides et la sortie du vent de la soufflerie après qu'on a percé la matte.

On emploie les *fours à bassin* ou à *avant-creuset* pour les lits de fusion contenant beaucoup de zinc et en même temps riches en fer, qui, à cause des dépôts auxquels ils donnent naissance, nécessitent un fréquent nettoyage de la partie inférieure du four. Avec ces fours, la séparation de la matte d'avec la scorie ne peut pas être aussi complète qu'avec les fours à creuset, cette dernière étant fortement refroidie; en outre, il n'est pas aussi facile qu'avec les fours à creuset de faire écouler la scorie à travers plusieurs vases (afin de recueillir la matte), à cause de la basse température de cette dernière; pour ces raisons, on ne devrait employer les fours à avant-creuset que dans les cas où cela est absolument nécessaire, à cause de la formation de dépôts trop abondants. Il faut songer que, à la haute température qui existe dans les fours à creuset, les masses, qui formeraient des dépôts dans les fours à bassin, se laissent fluidifier. Avec des lits de fusion contenant du zinc et très riches en fer, les fours à creuset ne peuvent pas être employés, à cause de la réduction de ce dernier métal. Dans ce cas, on se servira de fours à rigole, si c'est possible, autrement on aura recours aux fours à bassin. Comme les fours à creuset, ils ont l'inconvénient de laisser se produire des vides et le vent s'échapper lorsqu'on a percé la matte. La matte percée ou s'écoulant librement des fours à cuve est reçue dans des moules en sable, dans des bassins brasqués ou des moules en fer.

Comme *combustible*, on emploie du coke ou du charbon de bois. Le coke supporte des charges plus lourdes et une pression de vent plus forte que le charbon de bois. En outre, les fours, dans les mêmes conditions, peuvent être plus bas qu'avec le charbon de bois. Pour 1 tonne de minerai on emploie, suivant la nature de ce dernier, 100 à 400 kilogr. de coke.

Nous allons maintenant décrire quelques-uns des différents fours établis d'après les principes qui viennent d'être exposés.

Anciens fours.

Les anciens fours sont actuellement presque généralement remplacés par les fours à chargement horizontal et munis d'un grand nombre de tuyères distribuées symétriquement. C'est pour cela qu'ils n'ont plus pour ainsi dire qu'un intérêt historique. Aussi n'en parlerons-nous que brièvement.

Les *fours à manche* sont des fours bas, que l'on charge du sol de l'usine; ils

ont une section horizontale carrée ou trapézoïde et une ou deux tuyères dans la paroi postérieure. Le chargement se fait en colonnes. Ces fours exigent une grande dépense de combustible (parce qu'ils travaillent avec gueulard clair) et de main-d'œuvre, et occasionnent de grandes pertes en métal. Ils ont encore été

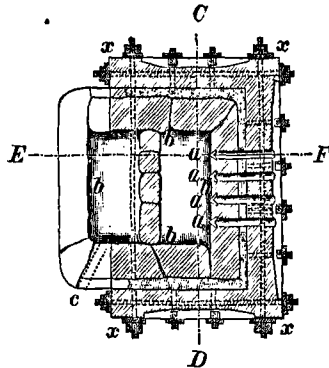


Fig. 69. — Ancien four suédois, dit four à sulu; coupe horizontale suivant AB des figures 70 et 71.

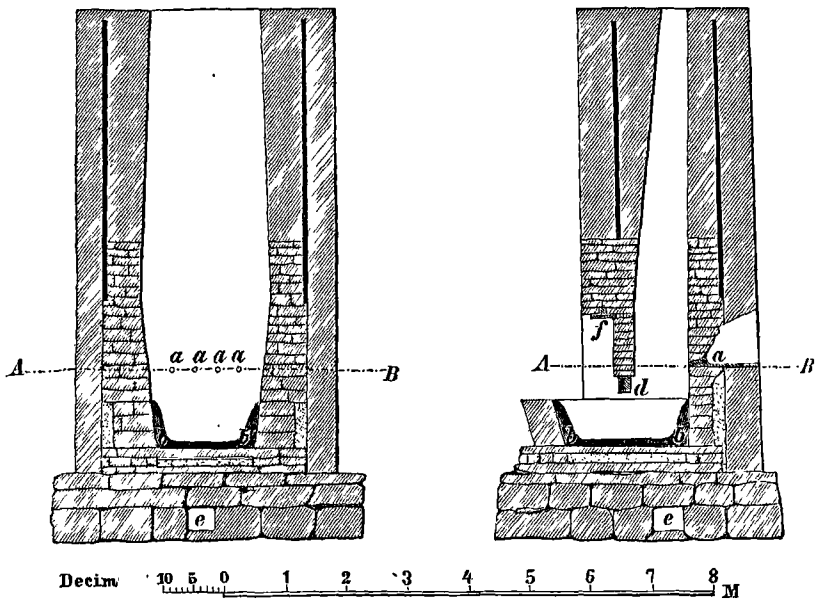


Fig. 70. — Ancien four suédois; coupe verticale suivant CD de la figure 69.

Fig. 71. — Ancien four suédois; coupe verticale suivant EF de la figure 69.

rencontrés par l'auteur dans différentes usines métallurgiques de la Transcaucasie (à Allawardi, près Tiflis, à Kaward et à Katar, dans le gouvernement de Karabach). C'étaient des fours à bassin. Le vent y était poussé au moyen de soufflets en cuir, qui, lorsqu'on n'avait pas comme force motrice l'eau à sa disposition, étaient actionnés par des hommes.

Les fours à *sulu* (*sulu-ugnen*; en Suède, on désigne sous le nom de *sulu* le minerai agglutiné par un grillage préalable) étaient autrefois employés en Suède (Atvidaberg, Fahlun, Sala). Un four de ce genre, décrit par *Bredberg*, tel qu'il était autrefois en usage à Atvidaberg, est représenté par les figures 69, 70 et 71. C'est un four à bassin. Sa section horizontale est rectangulaire et il est muni de 4 tuyères *a* dans sa paroi postérieure. Il marche au charbon de bois et a une hauteur de 7^m,10. Le bassin *b* est revêtu d'une brasque. *d* est une barre de fer, sur laquelle s'appuie la poitrine du four; *c* est le canal ou trou de coulée.

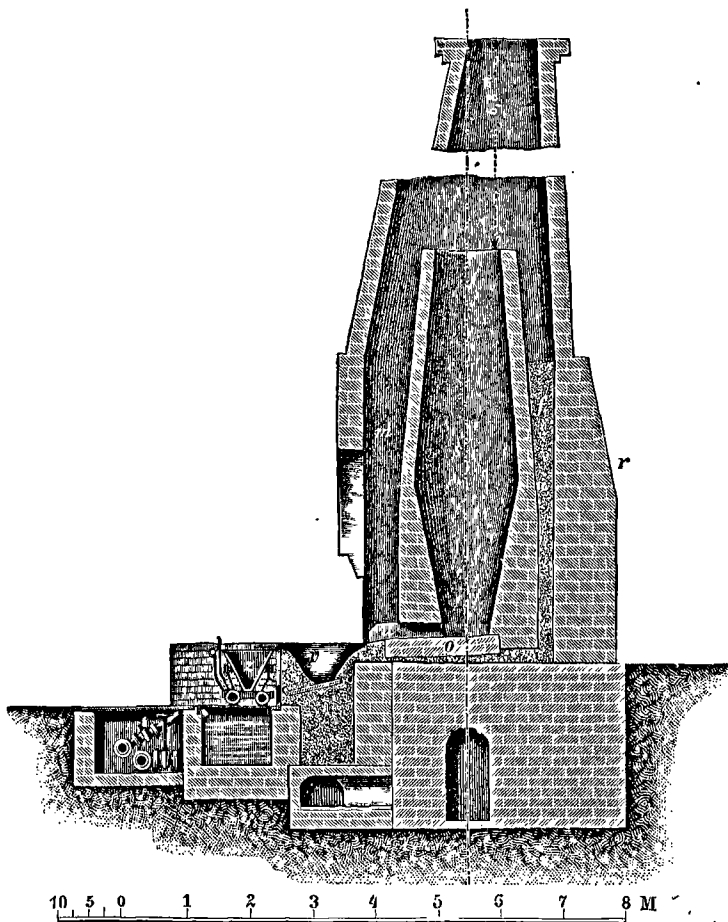


Fig. 72. — Haut-fourneau du Mansfeld.

Afin de rendre uniforme la descente des charges, la cuve était divisée de l'arrière à l'avant par une cloison en maçonnerie. Ces fours furent plus tard remplacés par des dispositifs à 5 tuyères, 3 dans la paroi postérieure et 1 dans chacune des parois latérales.

Les anciens fours du Harz inférieur possédaient une ou deux tuyères dans la paroi postérieure et étaient à bassin. Leur section transversale était trapézoïde.

La paroi antérieure était verticale, tandis que la postérieure s'inclinait de bas en haut sur la première, de sorte que le four se rétrécissait vers la partie supérieure.

Les anciens *fours du Mansfeld* pour la fonte des schistes cuivreux étaient dits petits fours ou demi hauts-fourneaux et grands fours ou hauts-fourneaux.

Les *demi hauts-fourneaux* étaient à rigole avec deux trous (œils) et deux bassins de coulée (*fours à lunettes*). Leur hauteur s'élevait à 4^m,39-5^m,02. La cuve avait une section horizontale trapézoïde se rétrécissant un peu de haut en bas. Le vent était lancé par une tuyère dans la paroi postérieure. Le chargement se faisait en colonnes.

Les *hauts-fourneaux* avaient 5^m,65 à 6^m,28 de hauteur, ils étaient à œils et avaient des étalages, comme les hauts-fourneaux à fer. La disposition de ces fours est représentée par la figure 72. Le nombre des tuyères fut d'abord de 2 et plus tard de 3. Le chargement avait lieu en couches horizontales. *s* est la cuve intérieure, *f* est un espace ménagé entre la chemise (paroi de la cuve intérieure) et la contre-paroi *r*, qui, comme dans les hauts-fourneaux à fer, est remplie de corps mauvais conducteurs de la chaleur. *o* est la pierre de sole, *u* est la pierre qui sépare les deux œils par lesquels a lieu la coulée des masses fondues, *m* est une hotte pour l'échappement des vapeurs dégagées à l'avant du four, *v* un des deux bassins de coulée pour recueillir les masses fondues. La scorie s'écoule de ces bassins dans la marmite *z* — placée devant eux, tandis que la matte (comme cela s'est fait pendant un certain temps au Mansfeld, afin de mieux pulvériser la matte pour la griller dans un four Gerstenhöfer) était écoulée dans un vase à granulation. Ces fours ont été remplacés par les nouveaux fours ronds du Mansfeld.

Les *anciens fours russes* (fours sibériens), tels qu'ils étaient employés, par exemple, à Kedabeg dans le Caucase, avaient, au moment de la présence de l'auteur dans cette contrée, une section horizontale rectangulaire et 6 tuyères dans la paroi postérieure. Leur hauteur s'élevait à 5 mètres, le long côté du rectangle avait 2^m,30 et le côté court 0^m,70 de longueur.

Nouveaux fours.

Les nouveaux fours ont une section horizontale circulaire, rectangulaire ou ovale, avec ouvertures distribuées symétriquement autour du plan des tuyères

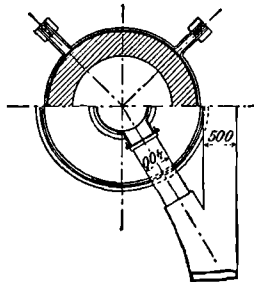


Fig. 73. — Four rond d'Oker ; coupe horizontale par le bassin et au-dessus de ce dernier.

et destinées à l'introduction du vent. Le chargement a lieu en couches horizontales.

Fours à section horizontale circulaire.

Ces fours sont construits sur le modèle des fours Pils pour la fonte des minerais de plomb.

Le four employé à Oker est représenté par les figures 73 à 77. Il est haut de 6 mètres ; son diamètre égal à 1^m,25 sur la sole, à 1^m,30 au niveau des tuyères et à 1^m,75 au gueulard. C'est un four à avant-creuset. En 24 heures, il fond, avec une pression de vent de 35^{mm} de mercure, 20 tonnes de lit de fusion ou 11 tonnes et quart de minerai (mélange de minerais plombeux et pyriteux). La quantité de coke consommée s'élève à 33 p. 100 du poids du minerai ou à 20 p. 100 du poids du lit de fusion.

Le four de Brixlegg, dans le Tyrol, a 7 mètres de hauteur, son diamètre au gueulard est de 1^m,70 et à 1^m,20 au niveau des tuyères ; il fond en 24 heures, avec une pression de vent de 20 à 22^{mm} de mercure, 12 tonnes de minerais de cuivre quartzeux. La dépense en coke est 35 p. 100 du poids du minerai (soit par tonne 350 kilogr.).

Le four rond du Mansfeld est représenté par les figures 78 et 79. C'est un four à creuset. Sa hauteur absolue est de 7^m,30 à 9^m. Le nombre des tuyères est de 4 ou 6. Son diamètre est égal à 1^m,60-1^m,88 au niveau des tuyères, et à 2^m,20 au gueulard. A est la cuve. Les tuyères (il y en a 6 dans le four représenté par les figures) sont à 1^m,40 au-dessus de la pierre de fond. b est la gouttière pour l'écoulement de la scorie. Celle-ci, en quittant la gouttière, traverse d'abord deux caisses établies l'une au-dessous de l'autre, desquelles on écoule de temps en temps la matte qu'elle a entraînée et qui s'est déposée sur leur fond, et ensuite elle tombe dans une marmite à scories mobile. La matte cuivreuse que l'on écoule du four se rend par la rigole en fer a dans un moule en sable. (La matte était autrefois granulée et, à cet effet, dirigée dans un réservoir c rempli d'eau). gg sont quatre canaux conduisant les gaz dans le tube abducteur v. Lorsqu'on travaille avec un certain nombre de fours, on utilise les gaz pour le chauffage du vent de la soufflerie. L'appareil de chargement consiste en un cône de forme cylindrique inférieurement, qui peut être soulevé et abaissé dans un entonnoir. Les tuyères et le trou de coulée de la matte sont refroidis par de l'eau.

Dans ce four, on passe en 24 heures, suivant la pression du vent (73 à 110^{mm} de mercure) et la grandeur du plan des tuyères, jusqu'à 165 tonnes de schiste cuprifère, avec une consommation de coke égale à 16 p. 100 du poids du schiste.

Le four à chemise d'eau (water-jacket furnace) est employé aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord ; il est représenté par les figures 80 et 81. C'est un four à rigole avec œil couvert par les masses fondues. La chemise est en tôle à chaudière. L'espace entre les deux tôles, dans lequel l'eau circule, est égal à 0^m,0508 (d'une tôle à l'autre). Le diamètre du four est de 1^m,066 à 1^m,219 au niveau des tuyères, et de 0^m,203 à 0^m,304 plus grand au gueulard. La hauteur du plan des tuyères au gueulard s'élève à 3^m,05. Le fond se trouve à 0^m,3048-0^m,352 au-dessous du plan des tuyères. La chemise d'eau descend jusqu'au fond. L'eau entre par le tuyau r dans la partie inférieure de la chemise et sort par le tuyau y à la partie supérieure de celle-ci. D'après Peters, la quantité d'eau consommée par heure, en marche régulière, s'élève avec un four de

0 ^m ,76	de diamètre au niveau des tuyères à	2726	litres
0 ^m ,91	»	4316	»
1 ^m ,066	»	5452	»
1 ^m ,219	»	6814	»

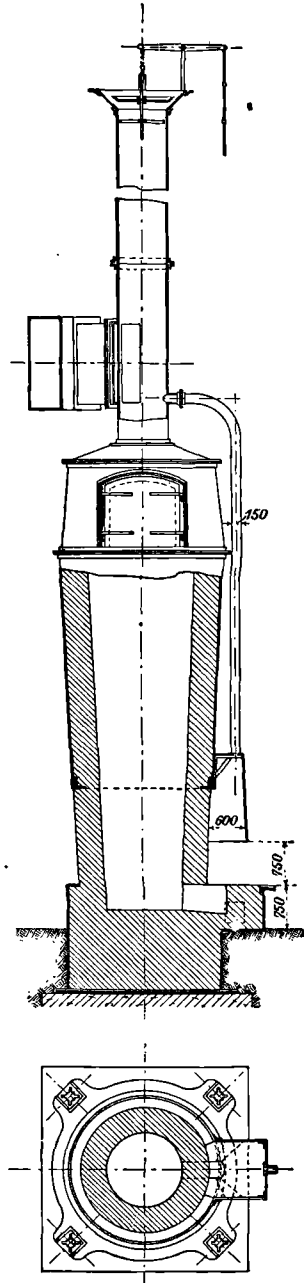
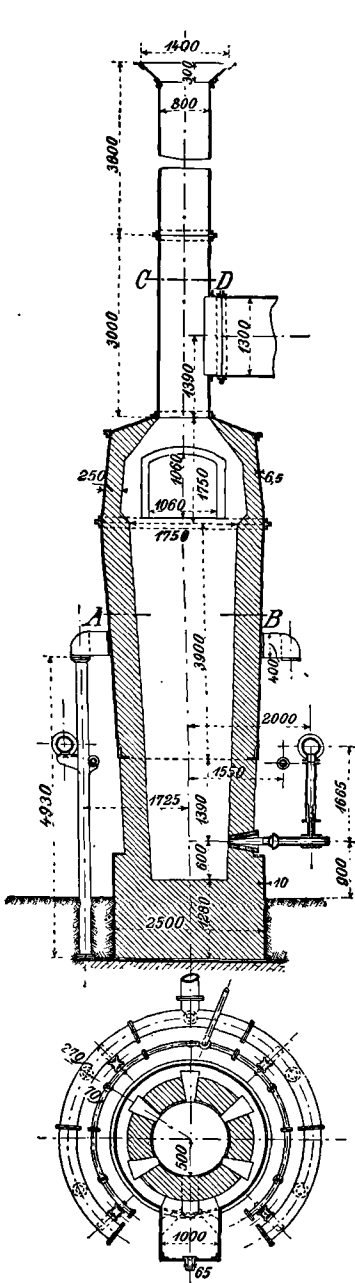


Fig. 74 et 75. — Four rond d'Oker; coupe verticale et coupe horizontale au niveau des tuyères.

Fig. 76 et 77. — Four rond d'Oker; coupe verticale d'avant en arrière et coupe horizontale au niveau de la plaque de fondation.

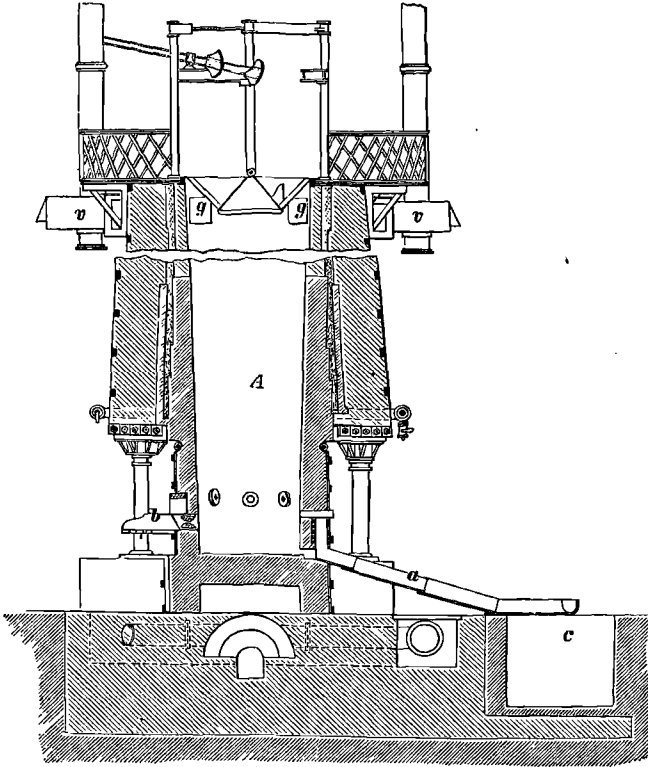


Fig. 78. — Four rond du Mansfeld ; coupe verticale.

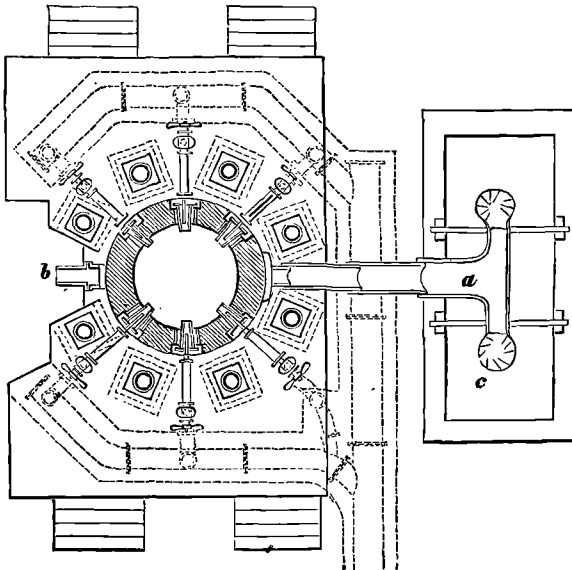


Fig. 79. — Four rond du Mansfeld ; coupe horizontale.

Ces nombres se rapportent à l'eau qui ne passe qu'une seule fois à travers la chemise. Si l'on fait resservir toujours la même eau, il n'y a à tenir compte que de la perte résultant de l'évaporation. Cette perte dépend uniquement du climat.

Le fond du four est formé par une plaque de fer en forme d'assiette qui est fixée à vis sur le bord inférieur du four. Sur cette plaque, on applique une couche d'argile réfractaire pilonnée, de façon que la sole *v* atteigne l'œil du four. Celui-

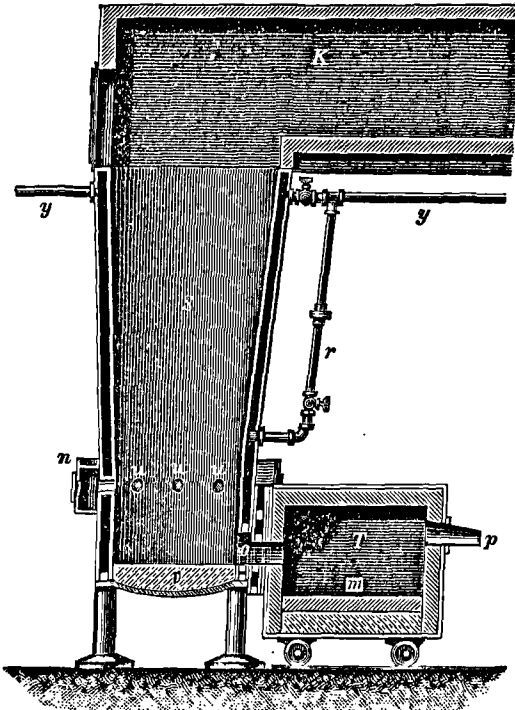


Fig. 80. — Four américain à chemise d'eau (*water-jacket furnace*); coupe verticale.

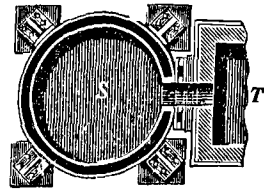


Fig. 81. — Four américain à chemise d'eau; coupe horizontale au niveau de l'œil.

ci repose sur quatre colonnes. Autour du four se trouve la boîte à vent *n*, de laquelle celui-ci pénètre dans le four par les ouvertures *u* (6 à 8). Le récipient destiné à recueillir les masses fondues est une caisse en fonte munie d'un revêtement en briques réfractaires et dont le couvercle peut être soulevé. Le revêtement du fond repose sur une couche de scories. La caisse *T* a un trou de coulée *m* pour la matte et une rigole *p* pour l'écoulement de la scorie. Elle repose sur des roues et peut être poussée contre le four, de façon à s'appliquer exactement sur l'œil de ce dernier. A l'aide d'une couche mince de scorie ou de matte, on obtient une jointure hermétique entre la caisse et le four. Dans celui-ci la matte et la scorie se séparent complètement l'une de l'autre. Cependant, pour que l'œil du four ne s'obstrue pas, il faut passer dans ce dernier 20 tonnes au moins de minerai en 24 heures. En outre, la matte ne doit pas être trop riche en cuivre, parce que autrement elle se solidifie dans la caisse et alors on ne peut plus la percer.

Mais avec le temps, le revêtement de celle-ci finit par se corroder. De plus, avec un lit de fusion riche en fer, il se forme des dépôts et des lousps sur son fond et ses parois. Aussi doit-elle être de temps en temps éloignée du four et réparée. Afin de ne pas interrompre la fonte, on a une caisse de rechange mobile, qu'immédiatement après l'éloignement de la caisse qui a besoin d'être réparée on met à la place de celle-ci.

Lorsqu'on perce la matte, on bouche le trou des scories p avec un tampon d'argile, de façon que le vent ne puisse pas le traverser, ce qui entraînerait un refroidissement de la masse. Les scories sortant de ce four contiennent moins de 0,5 p. 100 de cuivre.

K est le canal abducteur des gaz du gueulard, qu'il est bon de conduire dans une chambre à poussières et ensuite dans la cheminée.

Dans un pareil four, avec 1^m,219 de diamètre et 6 tuyères, la pression du vent étant de 5/8 de livre (américaine) par pouce carré, on passe en 24 heures 50 tonnes de minerai pyriteux (avec 2,8 tonnes de sable), avec une consommation de coke égale à 20 p. 100 du poids du minerai.

A Vermont (Stratford), dans un four à 5 tuyères, ayant 1 mètre de diamètre au niveau de celles-ci, on passe en 24 heures, avec une pression de vent de 1/2 livre par pouce carré, 40 à 45 tonnes de minerai de cuivre pyriteux. A Phœnixville, on passait en 24 heures dans des fours analogues 35 à 50 tonnes de minerai, suivant le caractère de ce dernier.

Fours à section horizontale rectangulaire.

Ces fours sont construits aussi bien en maçonnerie qu'avec chemise d'eau.

Le four d'Orford est en maçonnerie. Sa disposition est représentée par les figures 82 à 84. Il est employé dans les usines d'Orford (Etat de New-Jersey) pour la fonte de pyrites cuprifères et il représente une modification ou un perfectionnement du four Raschette. Il a une section rectangulaire et des parois verticales; au lieu de tuyères, il est muni dans sa maçonnerie d'ouvertures, par lesquelles pénètrent les buses jusqu'à une distance déterminée. C'est un four à œil et on n'y travaille que sur un des longs côtés du rectangle.

Le rectangle, qui à toutes les hauteurs du four a les mêmes dimensions qu'au niveau des buses, offre intérieurement 1^m,032 de largeur et 3^m,558 de longueur (Extérieurement il est large de 2^m,567 et long de 5^m,08.) La hauteur du four du plan des buses au gueulard (c'est-à-dire à la partie inférieure de l'ouverture du gueulard), laquelle dépend de la teneur en fer des minerais, est égale à 2^m,44 pour les pyrites cuprifères. Le fond, qui est en briques réfractaires, est à 0^m,254 au-dessous du plan des buses et au milieu, on lui donne une certaine inclinaison vers le trou de coulée (l'œil), qui se trouve dans sa paroi antérieure.

Le nombre des buses s'élève à 14, dont 6 dans la paroi postérieure, 2 dans chacune des parois étroites et 4 dans la paroi antérieure. Les buses sont établies deux par deux dans une embrasure voûtée, par laquelle elles pénètrent dans des canaux ménagés dans le revêtement réfractaire du four. Les buses sont réunies au tube adducteur du vent B au moyen d'un manchon de cuivre. Comme on peut le voir dans les figures 83 et 84, les buses ne vont pas jusqu'à l'extrémité des canaux où elles sont établies, mais elles se terminent à une faible distance de l'orifice de ces canaux dans le four. Cet orifice est rendu imperméable au vent au moyen d'argile appliquée autour des buses.

Les masses fondues s'écoulent de l'œil du four dans un récipient π , à deux

compartiments communiquant entre eux. Ce récipient est fait de plaques de fonte (sa section horizontale a $1^m,220$ de longueur et $1^m,067$ de largeur) et il est pourvu d'un revêtement de briques réfractaires. Au moyen d'une cloison en briques réfractaires de $0^m,228$ d'épaisseur et munie d'une fente, il est partagé en deux compartiments inégaux (dont les surfaces sont comme 5 : 2).

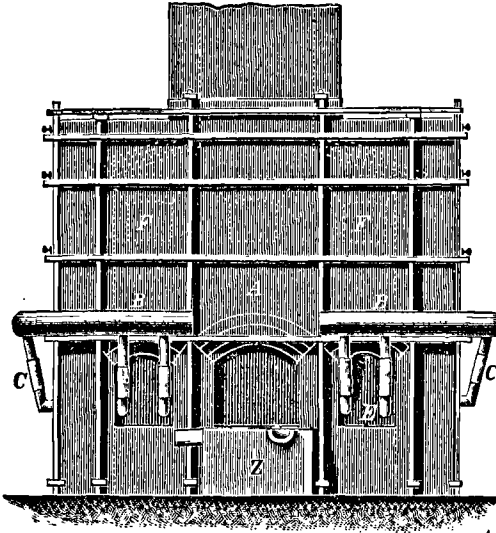


Fig. 82. — Four d'Orford; vue de face.

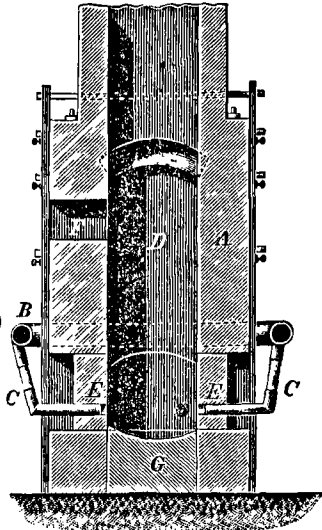


Fig. 83. — Four d'Orford; coupe verticale.

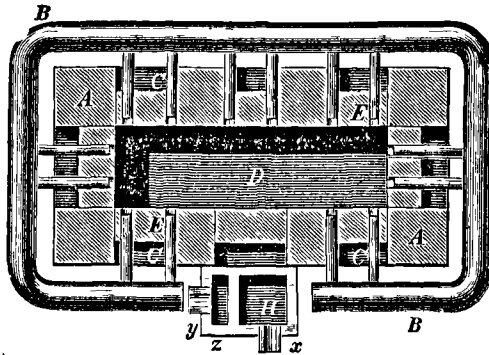


Fig. 84. — Four d'Orford; coupe horizontale au niveau des buses.

La fente de la cloison commence au fond du récipient et ne s'élève qu'à une faible hauteur. Chaque compartiment est pourvu d'une gouttière (y et x), celle du plus petit étant à un niveau plus bas que celle du plus grand. En sortant du four, les masses fondues (scories et matte) se déversent d'abord dans le grand compartiment. La fente, qui est bouchée avec de l'argile, n'est ouverte que lorsque la matte dépasse son extrémité supérieure. Il ne peut maintenant pénétrer que de la matte dans le petit compartiment, tandis que la scorie doit rester dans le grand, jusqu'à ce que le niveau de la gouttière x soit atteint. En marche normale,

de la scorie s'écoule alors continuellement par la gouttière x et de la matte par la gouttière y .

Si la matte est trop riche en cuivre (plus de 60 p. 100), elle se solidifie très-facilement au fond des compartiments du récipient et bouche la fente, tandis que lorsqu'elle est pauvre en cuivre (moins de 25 p. 100), elle en détruit très-rapidement le revêtement réfractaire et attaque les plaques de fer.

Dans un pareil four, on passe en 24 heures, la pression étant de 20^{mm} de mercure, 90 à 95 tonnes de pyrites cuprifères facilement fusibles, avec une consommation de coke égale à 15 p. 100 du poids du minerai.

Le *four Henrich* est un four à chemise d'eau et à section horizontale rectangulaire, qui est également employé aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord. Il est représenté par la figure 85. C'est un tour à creuset, muni d'étalages ; la chemise d'eau est en fonte. Le nombre des tuyères est de 14 ; chacun des longs côtés en porte 5, chacun des côtés courts 2. Le plan des tuyères est long de 1^m,676 et large de 0^m,838 ; les étalages commencent à 0^m,254 au-dessus de ce plan. A partir de là, la section transversale du four s'élargit sur une hauteur de 2^m,287 jusqu'à 2^m,209 de longueur et 1^m,372 de largeur et reste ensuite la même jusqu'au gueulard, qui se trouve à 3^m,202 au-dessus du plan des tuyères. La gouttière des scories est à 0^m,152 au-dessous de ce dernier. Le creuset a une profondeur de 0^m,355 et est garni de briques réfractaires. Jusqu'à présent on n'a fondu dans ce four, et avec succès, à Clifton (Arizona), que des carbonates et des oxydes du cuivre.

Fours avec section horizontale ovale.

Les fours de *Skinder* et d'*Herreshof* sont des fours à section horizontale ovale. Le premier est en maçonnerie, le second est un four à chemise d'eau.

Le *four Skinder* serait employé avec avantage à Nischni-Tagilsk, dans l'Oural, où on fond un mélange de minerais de cuivre sulfurés et de minerais oxydés. Sa disposition est mise en évidence par les figures 86 à 89. Le four possède 10 buses et est muni d'étalages sur trois côtés. Le quatrième côté (l'antérieur) est vertical. K est l'ouverture du gueulard, L l'appareil pour le chauffage du vent par les gaz du gueulard. La température du vent est élevée jusqu'à environ 100°. C'est un four à creuset.

Le *four Herreshof* est un four à chemise d'eau de très-grandes dimensions, qui est employé avec beaucoup de succès dans les usines de Nicholson, près Brooklyn ; il est représenté par les figures 90 et 91. H est la chemise d'eau en tôle à chaudière. La distance entre les deux tôles est égale à 0^m,0508. Du fond au gueulard, le four a une hauteur de 3^m,05 ; au fond, il est long de 1^m,931 et large de 1^m,063 ; au gueulard sa longueur est de 2^m,236 et sa largeur de 1^m,397. Le plan des tuyères est à 0^m,6604 au-dessus de la plaque de fond. Le nombre des tuyères est de 13 : 5 sur chacun des longs côtés et 3 sur l'un des côtés courts. K est le tuyau adducteur du vent. C'est un four à œil. T est le récipient pour recueillir les masses fondues ; il est placé devant le four et repose sur des roues ; ses parois verticales sont formées par une chemise d'eau, il a un couvercle mobile et son fond est en matières réfractaires. L'écoulement de la scorie a lieu par une rigole qui se trouve à la partie supérieure du récipient, tandis que la matte est percée par le trou de coulée que porte ce dernier au niveau de son fond ; ce trou est pourvu d'un réfrigérant en bronze (analogue à la tuyère à scories de *Lürmann*). Le fond consiste en une plaque en forme d'assiette, qui est vissée fortement sur le bord inférieur de la chemise d'eau. Sur cette plaque on applique une légère

couche de sable et par dessus on dispose une série de briques réfractaires. Sur celles-ci, on laisse se former une couche de masses fondues solidifiées s'élevant

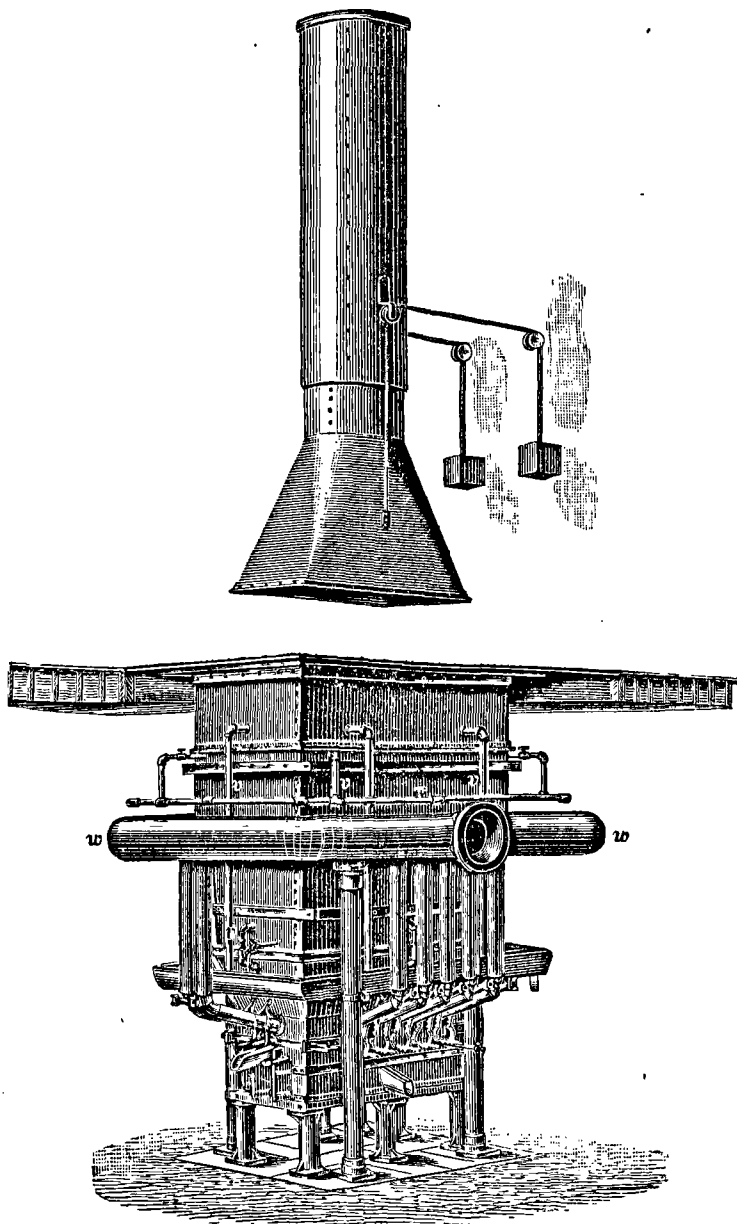


Fig. 85. — Four Henrich à chemise d'eau rectangulaire.

jusqu'au bord inférieur du trou de coulée. Les masses liquides coulent sur cette couche et se déversent par l'œil dans le récipient; pendant la fonte, elles se

tiennent toujours au-dessus du bord supérieur de l'œil, de sorte que le vent ne peut pas sortir du four. Pendant la percée de la matte, l'ouverture par laquelle les scories sortent du récipient est bouchée avec de l'argile, de façon que le vent ne

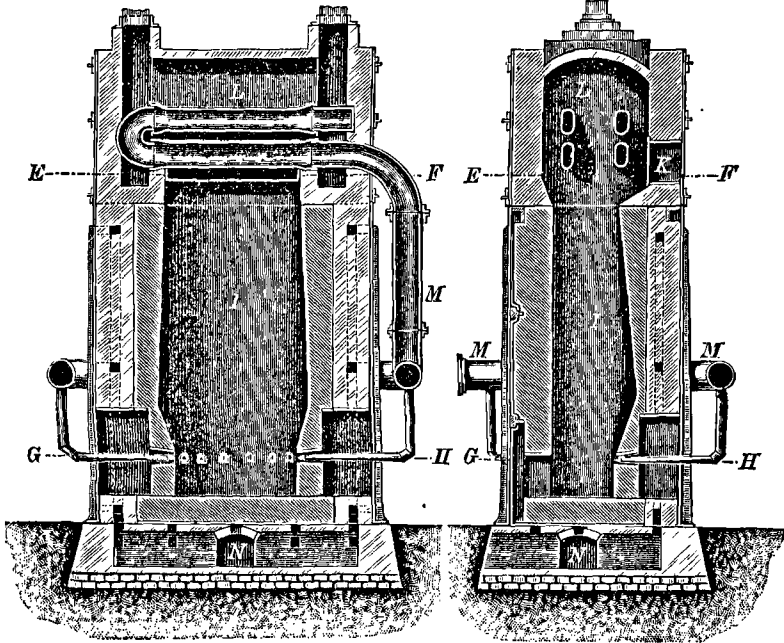


Fig. 86. — Four ovale de Skinder; coupe verticale suivant la longueur.

Fig. 87. — Four ovale de Skinder; coupe verticale d'avant en arrière.

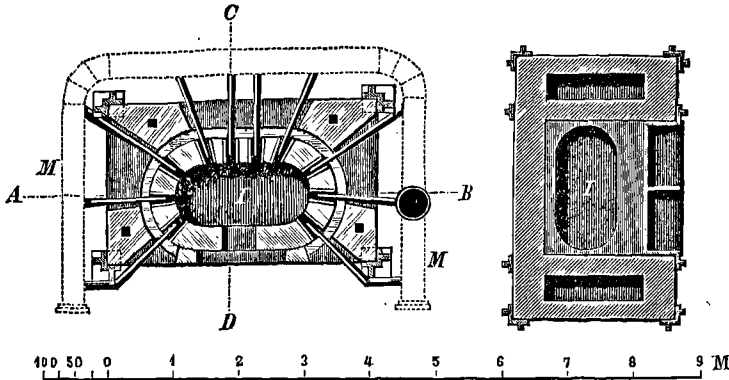


Fig. 88. — Four ovale de Skinder; coupe horizontale au niveau des buses.

Fig. 89. — Four ovale de Skinder; coupe horizontale à travers le creusé.

puisse pas aussi s'échapper par cette ouverture. L'œil du four est haut de 0^m,228 et large de 0^m,177.

Dans ce four on passe, en 24 heures, 76,8 tonnes de pyrite cuprifère grillée,

13,2 tonnes de menu non grillé, soit 90 tonnes de minerai et 5,3 tonnes de sable, avec une consommation de coke égale à 18 p. 100 du poids du minerai.

Le récipient doit être éloigné de temps en temps et réparé, parce qu'il s'y forme

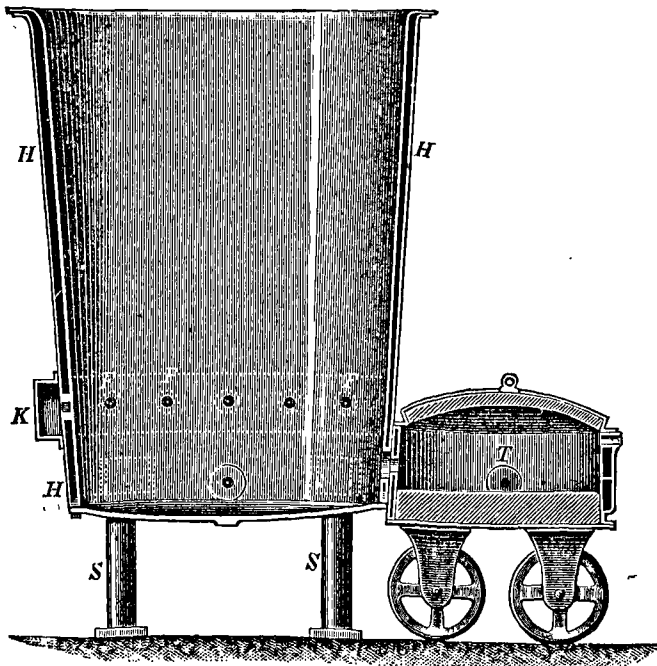


Fig. 90. — Four Herreshof à chemise d'eau ; coupe verticale.

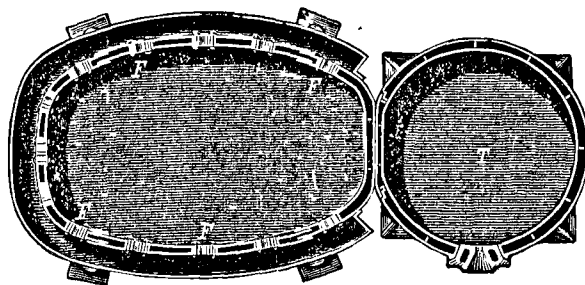


Fig. 91. — Four Herreshof ; coupe horizontale.

des dépôts de fer et de matte. Suivant la nature de la scorie et la teneur en cuivre de la matte, il dure 2 à 30 jours.

Afin de ne pas interrompre l'opération, il est convenable, lorsqu'on a enlevé le récipient, de le remplacer immédiatement par un autre.

Conduite de la fonte des minerais.

La manière dont la fonte des minerais doit être conduite dépend de la nature de ceux-ci, de l'espèce du combustible et de la forme et de la grandeur des fours. Généralement, les charges doivent être introduites en couches horizontales et on doit marcher avec gueulard sombre. L'importance des charges dépend de la nature du minerai et du combustible et de la grandeur des fours. Lorsqu'on employait du charbon de bois, la charge s'élevait tout au plus à 150 kil. Avec le coke et de grands fours, elle peut aller au-delà de 1000 kilogr.; ainsi, par exemple, dans la fonte des schistes cuprifères du Mansfeld au haut-fourneau, elle s'élève à 1200 kilogr. environ, dans la fonte de pyrites cuprifères dans les fours Orford elle va jusqu'à 1300-1800 kilogr.

Le lit de fusion, la quantité du combustible et la pression du vent doivent être ménagés de telle sorte que la scorie ne contienne pas plus de 1/2 p. 100 de cuivre et de façon à éviter la formation de lousps. Ceux-ci se produisent, comme il a déjà été expliqué, aussi bien que lorsqu'il y a trop ou trop peu d'acide silicique dans la scorie. Avant de remédier à cet inconvénient par une modification de la composition du lit de fusion, il faut rechercher sa véritable cause, parce qu'il arrive souvent que, la teneur en acide silicique étant trop élevée, on ajoute encore de ce dernier, dans l'idée que ce qui nuit à la marche de l'opération est une richesse en fer trop grande. Avec les fours à chemise d'eau et à œil, ces inconvénients sont beaucoup moins à redouter qu'avec les fours en maçonnerie, parce que dans ces derniers la maçonnerie c'est-à-dire les matériaux dont celle-ci se compose doivent y contribuer, et les lousps, dans les dispositifs à bassin et à creuset se déposent sur le fond des fours.

Produits de la fonte des minerais.

Indépendamment de la matte brute et des scories, la fonte des minerais de cuivre fournit aussi fréquemment des speiss et des lousps. Par suite d'un grillage poussé trop loin, il peut se produire du cuivre noir. Ce dernier est très-impur et il est ou bien fondu avec des minerais ou des mattes, ou bien traité par voie humide, s'il contient de l'argent et de l'or,

La *matte brute* ou crue, qui après grillage doit être traitée pour cuivre brut ou noir, doit contenir, pour être dans de bonnes conditions, de 25 à 45 p. 100 de cuivre. Avec des minerais riches en soufre et un grillage insuffisant, on obtenait cependant autrefois, en Suède par exemple, des mattes avec 8 à 12 p. 100 de cuivre, dont le traitement pour cuivre brut exigeait naturellement des frais bien plus grands. Indépendamment du cuivre et du fer, la matte renferme, suivant la nature des minerais, des quantités plus ou moins grandes de zinc, de plomb, de nickel, de cobalt, d'argent. Dans beaucoup de mattes, le soufre suffit pour former des degrés de sulfuration simples des métaux précédents (excepté le cuivre, qui se trouve toujours sous forme de sous-sulfure), tandis que dans d'autres cas la quantité du soufre est plus faible, de sorte qu'il existe des métaux à l'état libre ou de sous-sulfures. Comme jusqu'à présent le sous-sulfure de fer n'a pas été rencontré à l'état libre et que la matte à l'état fondu a la propriété de dissoudre du fer métallique, on peut bien admettre que le fer se trouve à l'état de métal dans la matte.

Le tableau suivant donne la composition de quelques mattes cuivreuses, qui ont été traitées directement pour cuivre brut :

	Oker (ancienne méthode)	Fahlun (ancienne méthode)	Kedabeg dans le Caucase
Cuivre.	57,6-61,9	8,3-12	43,8
Fer.	11,1-16,9	55,8-62,9	28,65
Zinc	—	1,2-2,9	0,257
Nickel	1,1-2,1	—	1,291
Cobalt			
Plomb.	0-1,4	0,6-3,9	0,281
Argent	0,06	—	0,086
Soufre	23,9-24,3	25,6-27,2	23,667

La composition des scories a déjà été examinée précédemment.

Elles sont ajoutées partiellement lors du traitement des mattes. Si elles contiennent de grandes quantités de cuivre, il faut les passer de nouveau (le cas échéant avec des minerais crus).

Les *speiss* sont fréquemment produits, avec intention, afin de ne pas introduire de l'arsenic et de l'antimoine dans la matte brute. Ils absorbent toujours une partie de la teneur en argent des minerais. Le tableau suivant donne la composition de deux *speiss* :

	Schmölnitz	Neusohl
Cuivre.	12,99	41,18
Plomb.	0,09	0,69
Fer	12,63	35,41
Nickel.	1,40	0,09
Cobalt.	0,09	0,04
Antimoine.	60,00	10,79
Arsenic	7,42	6,10
Argent.	0,36	0,03
Or.	0,06	—
Soufre.	2,04	2,60
Bismuth	1,26	—

Les *speiss* sont traités isolément pour cuivre ou pour or et argent.

Les *loups*, nommés aussi renards, se composent principalement de fer métallique, accompagné de cuivre et d'autres métaux, ainsi que de combinaisons du soufre, du phosphore, du silicium, du carbone, de l'antimoine et de l'arsenic. Le fer prend naissance aussi bien par réduction de ses oxydes que par séparation de mattes cuivreuses, qui sont sursaturées de ce métal.

Après un traitement préliminaire convenable, on cherche à extraire des *loups* le cuivre et les autres métaux utiles qu'ils renferment. A cet effet, ils sont d'abord concassés, si c'est nécessaire, et ensuite fondus pour matte en fours à cuve avec des minerais crus. D'autres fois ils sont affinés au bas-foyer, ou fondus dans des fours à réverbère avec des sulfures métalliques, ou bien encore traités par des acides, après élimination de la matte par ressuage.

Les autres produits secondaires de la fonte des minerais de cuivre grillés comme les débris de four, les crasses, etc., sont, s'ils renferment du cuivre, ajoutés, quelquefois après un lavage préalable, au lit de fusion des minerais.

3. — GRILLAGE DE LA MATTE BRUTE.

En vue du traitement direct pour cuivre brut, la matte est *grillée à mort*, c'est-à-dire jusqu'à ce que tout le soufre en soit presque entièrement éliminé. La présence d'une petite quantité de ce dernier dans la matte grillée est nécessaire, afin de sulfurer le cuivre qui a pu être scorifié et le transformer en une matte. C'est pour cela qu'il vaut mieux griller un peu trop faiblement que trop fortement.

Par ce grillage, le cuivre, le fer et les sulfures métalliques restants, autant qu'ils ne sont pas volatils, doivent être transformés en oxydes. De même, l'antimoine et l'arsenic doivent autant que possible être volatilisés. Une petite quantité de sulfure de cuivre et de sulfure de fer doit rester indécomposée, afin de sulfurer le cuivre scorifié lors de la fusion.

Les réactions chimiques, qui se produisent dans le grillage de la matte cuivreuse, sont analogues à celles qui ont lieu pendant le grillage des minerais. Seulement, pour la matte cuivreuse, le grillage est poussé plus loin que pour ces derniers. Comme produit, on obtient un mélange de bioxyde de cuivre, de peroxyde de fer, d'oxyde salin de fer et d'autres oxydes métalliques, avec de petites quantités de sulfates et de sulfures indécomposés.

Le grillage peut être effectué en tas, en stalles, en fours à cuves, en fours à réverbère et en fours à moufles.

Le grillage de la matte *en tas* a les inconvénients qui ont déjà été signalés à propos du grillage des minerais. Il dégage dans l'air les gaz auxquels il donne naissance et, par suite de la nécessité de répéter souvent l'opération jusqu'à mort, il rend improductif le sol environnant, c'est-à-dire un capital important. Son principal avantage est que les mattes grillées arrivent en morceaux aux fours à cuve où elles doivent être soumises à la fonte. Il n'est plus que rarement employé, et seulement dans les contrées où les gaz peuvent être dégagés à l'air libre et où l'acide sulfurique n'a pas de valeur. Il est au contraire fréquemment usité comme *grillage complémentaire* pour des mattes qui ont déjà été grillées dans des fours à cuve.

Le *grillage en stalles* n'est pas moins dispendieux que le grillage en tas, il exige une installation coûteuse et il incommode la santé des ouvriers lors du déchargement des stalles ; mais il a l'avantage de permettre de restreindre ou même de supprimer complètement l'action délétère des gaz en dirigeant ceux-ci dans des cheminées très élevées. Dans ce cas aussi, les mattes grillées sont livrées en morceaux aux fours à cuve où elles doivent être fondues. S'il n'est pas nécessaire de rendre les gaz inoffensifs, on devrait préférer au grillage en stalles le grillage en tas couverts d'un toit (afin d'éviter la lixiviation du sulfate de cuivre par les eaux pluviales). On l'emploie également, comme grillage complémentaire pour des minerais préalablement grillés en fours à cuve.

Le grillage de la matte, qu'elle soit en morceaux ou qu'elle ait été broyée ou granulée, est effectué dans des *fours à cuve*, lorsque les gaz dégagés doivent être rendus inoffensifs ou traités pour acide sulfurique. Cependant, ce procédé ne permet pas un grillage à mort de la matte et en outre il ne peut pas être employé

pour les mattes riches en cuivre qui s'agglutinent facilement. Par le grillage en fours à cuve, on ne pourra pas abaisser la teneur en soufre au-dessous de 10 à 14 p. 100. C'est pour cela qu'il ne doit toujours être considéré que comme une sorte de grillage préliminaire, qui est suivi d'un grillage complémentaire en tas ou en stalles pour les morceaux (s'ils n'ont pas été broyés) et en fours à réverbère pour les mattes broyées.

Le *grillage en fours à réverbère* est celui qui convient le mieux pour la matte, parce qu'il permet de griller à mort dans le temps le plus court de grandes quantités de cette matière. Toutefois, indépendamment d'une consommation de combustible relativement élevée, il a l'inconvénient d'exiger que la matte soit à l'état pulvérulent et alors celle-ci arrive sous cette forme aux fours à cuve où elle doit être fondue ; en outre, il ne permet pas d'utiliser les gaz dégagés. Il ne doit donc être employé que lorsque l'utilisation de ces gaz pour la fabrication de l'acide sulfurique est rendue impossible par suite du manque de débouchés pour cet acide, ou à cause d'une trop grande teneur en cuivre de la matte ou bien encore parce que les gaz sont trop pauvres. Il doit être employé comme grillage complémentaire pour les mattes pulvérulentes, qui en vue de l'utilisation de leurs gaz pour la fabrication de l'acide sulfurique ont subi un grillage préalable dans des fours à cuve ou à moufles, ainsi que pour les morceaux grillés dans le même but en fours à cuve, si ceux-là, dans l'intérêt d'une extraction rapide du cuivre, ne doivent pas être grillés en tas ou en stalles, et si on préfère, dans le cas où il est nécessaire de rendre les gaz inoffensifs, pour obtenir cette innocuité, les fours à réverbère avec haute cheminée aux stalles à cheminée. Les morceaux grillés doivent être réduits à l'état pulvérulent avant le grillage en four à réverbère.

Les *fours à moufles* permettent l'emploi des gaz pour la fabrication de l'acide sulfurique, mais ils exigent, comme les fours à réverbère, la pulvérisation de la matte et une dépense relativement élevée en combustible. C'est pour cela qu'ils ne sont employés que rarement pour le grillage des mattes.

Grillage à mort de la matte en tas.

Il est convenable d'effectuer cette opération sous des halles munies d'un toit, afin d'éviter la lixiviation du sulfate de cuivre par les eaux pluviales. Le grillage se fait comme celui des minerais décrit précédemment, seulement les tas, lorsque la teneur en soufre est faible et la teneur en cuivre élevée, sont plus petits que pour les minerais, et l'opération doit, suivant la nature des mattes, être répétée plusieurs fois, ordinairement 2 à 5 fois, et même encore plus souvent (jusqu'à 12 fois) avec des mattes très riches en arsenic et antimoine. La grandeur des tas oscille entre 50 et 150 tonnes. Pour les premiers feux, on fait les tas plus bas et plus longs que pour les suivants, afin de limiter autant que possible l'agglomération inévitable de la matte sur le lit de grillage. Au contraire, pour les feux suivants, on fait les tas plus courts et plus hauts à mesure que la teneur en soufre de la matte va en diminuant et en augmentant proportionnellement l'épaisseur du lit de bois. Dans les derniers feux, on intercale dans les tas du charbon de bois ou des déchets de bois, afin de décomposer les sulfates, ainsi que les combinaisons d'arsenic et d'antimoine qui se sont formées pendant le grillage.

Aux Etats-Unis, on regarde comme convenables des tas de 60 à 70 tonnes de matte avec une surface carrée de 3^m,66 de côté et une hauteur de 1^m,83. Pour régler le tirage, on recommande, également aux Etats-Unis, d'édifier le tas autour

d'une petite cheminée. Au Caucase (Kedabeg), les tas contenaient, à l'époque de la présence de l'auteur dans cette contrée, 100 tonnes de matte chacun. A Stephanshütte (Hongrie supérieure), les tas renfermaient en moyenne 56 à 84 tonnes, avec une hauteur de 0^m,40 au premier feu et de 2^m,50 à 2^m,80 du dixième au treizième feu. Aux cinquième, sixième et septième feux, du charbon de bois était intercalé dans les tas.

La durée du grillage dépend de la nature de la matte. Pour les premiers feux, elle est de 8 à 14 jours; pour les suivants, est plus courte. En général, on peut admettre comme moyenne de la durée du grillage jusqu'à mort 6 à 8 semaines.

Au premier feu, on peut observer fréquemment la formation d'un noyau dans les fragments de mattes.

La matte bien grillée a une couleur noir bleuâtre, elle est poreuse, agglutinée et les morceaux offrent souvent à l'intérieur des dépôts de cuivre métallique, provenant de la réaction d'oxydure de cuivre sur du sulfure de cuivre non décomposé.

La consommation de bois est très-variable; elle dépend de la nature de la matte, de sa teneur en soufre, en arsenic et en antimoine ou du nombre des feux. Ainsi, aux Etats-Unis, d'après *Peters*, on compte par feu, pour 60 tonnes de matte, 3 cordes de bois. A Stephanshütte, on employait pour 50 tonnes de mattes, qui, à cause de la teneur élevée de celles-ci en antimoine, étaient grillées à 12 et 14 feux, 13 mètres cubes de bois et 9 mètres cubes de charbon de bois. Au Caucase, on consommait, pour 17 à 20 tonnes de matte, 2 toises cubes de bois.

Le grillage à mort de la matte en tas, qui actuellement n'est plus que rarement employé, était usité en Suède, en Norvège, en Russie, au Harz supérieur, au Harz inférieur, en Hongrie et en Amérique.

Grillage à mort de la matte en stalles.

Il est plus rapide que le grillage en tas, mais n'est plus que rarement employé, parce qu'il a été généralement remplacé par le grillage en fours à réverbère.

Aux Etats-Unis (Boston, Vermont), on emploie des stalles munies d'une grille et recouvertes d'une voûte en briques, qui ont les dimensions suivantes : largeur = 1^m,525; profondeur (du mur antérieur, que l'on élève après chaque chargement de la stalle, au mur postérieur) = 1^m,830; hauteur de la grille à la base de la voûte en briques = 1^m,421; hauteur de la sole à la grille = 0^m,457. Elles ont dans la paroi postérieure un canal abducteur pour les gaz. Sur la grille on dispose une couche de bois et sur celle-ci on charge la matte, dont la quantité s'élève à 5 ou 6 tonnes. Après l'allumage, la matte brûle ordinairement 4 jours en premier feu; les feux suivants sont de 3 jours. Pour chaque charge, on emploie par feu 10 à 20 pieds cubes de bois, suivant la teneur en soufre de la matte. Le bois dur vaut beaucoup mieux que le bois mou.

Heine a recommandé pour le grillage de la matte des stalles de 1^m,88 de longueur, sur 1^m,88 de largeur et 1^m,57 de hauteur. Ces stalles doivent contenir au premier feu 10 tonnes de matte et aux derniers 5 à 6 tonnes.

Grillage en fours à cuve.

Il est employé comme grillage préliminaire pour des mattes dont les gaz doivent être traités pour acide sulfurique, et il exige pour la désulfuration complète un grillage complémentaire de la matte en tas, en stalles ou en fours à réverbère.

Pour les mattes en morceaux, on emploie des kilns, comme ceux qui ont été

décrits précédemment. Les mattes riches en cuivre (plus de 50 p. 100) s'agglutinent facilement et pour cette raison elles ne conviennent pas pour le grillage en kilns. Les brûleurs à pyrites ne sont pas en général convenables pour le grillage des mattes, à cause de leur faible hauteur. Afin d'éviter l'agglutination des morceaux, on ajoute aux mattes crues plus ou moins de matte grillée, suivant le degré de leur fusibilité. Par cette addition, on est à même d'empêcher les fours d'être attaqués, mais naturellement on diminue ainsi la quantité de matte brute qui dans un temps déterminé pourrait, sans cela, être passée dans le four. Dans un four large de 1^m,44, long de 1^m,72 et haut de 2^m,80, on passe (à Altenau, dans le Harz), en 24 heures, 1,25 tonne de matte (0,75 t. de matte crue et 0,5 t. de matte grillée). Dans les nouveaux kilns d'Oker, qui ont 4^m de hauteur, 1^m,20 de largeur et 2^m,30 de longueur (les dimensions des anciens étaient : hauteur 4^m, longueur 1^m,40, largeur 2^m,45), on passe en 24 heures 3 tonnes de matte (avec 32 à 39 p. 100 de cuivre), plus 20 à 30 p. 100 de matte déjà grillée. Après ce grillage, il faut encore au moins 3 feux pour obtenir le grillage à mort, parce que le grillage dans les fours à cuve n'abaisse la teneur en soufre qu'à 8 ou 10 p. 100.

Pour les mattes pulvérulentes, on n'a employé jusqu'à présent que le four de Gerstenhöfer décrit précédemment. Après avoir été percée, la matte est granulée et ensuite moulue. Les fours Gerstenhöfer ont l'inconvénient de donner naissance à de grandes quantités de poussière. Dans un pareil four, on grillait, en 24 heures, au Mansfeld (où ces fours étaient autrefois employés, mais ont été abandonnés à cause des poussières qu'ils produisaient), 10 à 15 tonnes de matte brute, en abaissant la teneur en soufre de 23-29 à 12-14 p. 100. Il est évident que ce grillage (pour être poussé jusqu'à mort) doit être suivi d'un grillage complémentaire en fours à réverbère. On ne s'est pas servi jusqu'à présent des autres espèces de fours de grillage à cuve et elles n'ont d'ailleurs, à cause de la tendance des mattes à s'agglutiner, que peu de chances de succès.

Grillage en fours à réverbère.

C'est le meilleur mode de grillage et aussi le plus commode pour la matte brute. Il suppose que les fours sont en communication avec de hautes cheminées pour l'entraînement des gaz dans l'air à une hauteur aussi grande que possible. On emploie comme fours à réverbère tous ceux qui ont été mentionnés précédemment pour le grillage des minerais. Comme la matte brute est plus pauvre en soufre que les minerais, son grillage exige plus de combustible que celui de ces derniers ; le rendement des fours à réverbère est aussi plus faible avec la matte qu'avec les minerais.

À Altenau (Harz supérieur), on grille, en 24 heures, dans un four à pelletage continu de 3,50 à 4 tonnes de matte cuivreuse, en réduisant sa teneur en soufre de 20 à 2 p. 100, et cela avec une consommation de combustible égale à 0,75 t., c'est-à-dire 20 t. de charbon pour 100 t. de matte.

À Brixlegg (Tyrol), on grille à mort en 24 heures dans un four à pelletage continu 3 tonnes de matte brute, en consommant 0,13 m. cub. de tourbe pour 100 kilogr. de matte.

Dans un four Brückner, on grille, en 24 heures, à Omaha (État de Nébraska) 6 tonnes de matte cuivreuse, en réduisant la teneur en soufre de 35 à 3 p. 100, et consommant 1 tonne de houille.

Dans les cylindres rotatifs à marche continue, le grillage à mort est difficile si l'on ne fait pas passer la matte par plusieurs de ces fours.

Grillage en fours à moufles.

Il n'est que rarement employé. On peut s'en servir lorsqu'il est nécessaire de rendre inoffensif tout l'acide sulfureux dégagé par la matte. Dans ce cas, on devra le plus souvent avoir recours au four à moufles d'Hasenclever. Jusqu'à présent l'auteur ne connaît aucun exemple de grillage à mort de la matte en fours à moufles.

4. — FONTE DE LA MATTE BRUTE GRILLÉE POUR CUIVRE BRUT.

La matte brute grillée à mort se compose essentiellement d'oxydes du cuivre et du fer, ainsi que de petites quantités de sulfates et de sulfures métalliques non décomposés. Par la fonte en fours à cuve, le bioxyde de cuivre doit être réduit en cuivre, tandis que le peroxyde de fer doit être transformé en oxydure et scorifié. Le sulfate de cuivre encore présent doit être décomposé en bioxyde de cuivre et acide sulfurique ou acide sulfureux et oxygène et le bioxyde de cuivre ainsi produit également réduit en cuivre. Une partie du sulfure de cuivre et du sulfure de fer doit être décomposée par les oxydes du cuivre (transformée en cuivre et oxydure de fer, qui est scorifié). Une autre partie de ces sulfures doit rester indécomposée, afin que le sulfure de fer puisse, avec le silicate de cuivre qui a pu se former, donner naissance à du silicate de fer et à du sulfure de cuivre, qui se combine avec les sulfures non encore décomposés pour produire une matte, désignée sous le nom de *matte mince*. Par la formation de cette matte mince, le cuivre est préservé de la scorification.

Pour scorifier le fer, on ajoute des scories acides de la fonte des minerais, des scories d'affinage et de raffinage du cuivre, ou encore mieux des minerais de cuivre oxydés quartzeux ou des minerais de cuivre mélangés avec des silicates acides en quantité telle qu'il se forme une scorie de singulosilicate.

Comme fours à cuve, on emploie les mêmes que pour la fonte des minerais. Les fours ne doivent pas être trop hauts, parce que, autrement, l'oxyde de carbone fait sentir trop fortement son action réductrice, de sorte qu'on obtient un cuivre brut contenant du fer et qu'il se sépare des loups. Avec le charbon de bois, on produit un cuivre plus pur qu'avec le coke.

Afin de restreindre la formation de loups dans les fours et éviter l'absorption de cuivre métallique par la matte (ce qui arrive par un contact prolongé de celle-ci avec le cuivre), on emploie des fours à œil et ordinairement des fours à deux œils, dits fours à lunettes.

Les fours à bassin et les fours à creuset offrent cet inconvénient, qu'une partie du cuivre réduit, par suite du long séjour de ce dernier dans le four, est absorbée par la matte mince, qu'en outre il se dépose des loups dans le four et que, lorsqu'on perce le cuivre, il se solidifie facilement dans le trou de coulée.

La pression du vent est de 15 à 30^{mm} de mercure. Suivant la grandeur du four, on passe en 24 heures 6 à 15 tonnes de matte brute grillée. La consommation du coke est de 15 à 25 p. 100 du poids de la matte grillée. Lorsqu'on se sert des fours à lunettes, on fait écouler les masses fondues alternativement par les œils du four dans les bassins de coulée ou avant-creusets, où le cuivre brut et la matte mince se rassemblent et se séparent ensuite d'après leur poids spécifique, tandis que les scories s'écoulent par-dessus le bord des bassins. Pendant qu'un des œils du four est fermé, on vide le bassin qui lui correspond, en refroidissant d'abord la matte mince et l'enlevant sous forme de disques et reti-

rant ensuite le cuivre noir de la même manière. Les campagnes de fonte pour cuivre brut durent moins de temps que les campagnes de fusion des minerais, à cause de la formation de lousps de fer et de l'attaque de la maçonnerie du four par la scorie basique.

Le *cuivre noir* ou *cuivre brut* contient suivant la pureté de la matte, 70 à 99 p. 100 de cuivre. Le cuivre brut préparé dans les usines américaines est assez pur. Ainsi, le cuivre *Ely pig* (*Ely pig copper*) contient 1,1 à 1,6 p. 100 de fer, 0,7 à 0,8 p. 100 de soufre et 97,2 à 98,4 p. 100 de cuivre, le cuivre *Ore Knob pig* (*Ore Knob pig copper*) 1,4 p. 100 de fer, 1,1 p. 100 de soufre et 96,8 p. 100 de cuivre.

La composition de différents cuivres noirs européens est mise en évidence par les analyses suivantes :

	Mansfeld	Fahlun (Suède)	Atvidaberg (Suède)	Stephanshütte (Hongrie supérieure)
Cuivre	94,52	94,44	94,39	86,50
Fer	0,62	3,29	2,04	3,50
Zinc	1,09	0,33	1,55	—
Plomb	1,93	0,57	0,19	—
Argent	0,03	0,07	0,11	0,25
Nickel	0,76	0,23	0,63	traces
Cobalt	0,23	0,18	—	traces
Soufre	0,86	0,75	0,80	1,05
				Sb : 8,46

A cause des éléments étrangers qu'il renferme, le cuivre noir n'a pu encore trouver aucun emploi ; pour qu'on puisse s'en servir, il est nécessaire de lui faire subir une épuration préalable. Si le cuivre brut contient de grandes quantités d'argent, comme cela arrive fréquemment, on sépare ce dernier par voie sèche, voie humide ou voie électrométallurgique. (Emplombage, amalgamation, extraction, électrolyse.)

La *matte mince* (appelée aussi *matte riche* ou *matte bleue*) est une matte riche, qui contient plus de 70 p. 100 de cuivre. Elle est ainsi nommée parce qu'elle est séparée en plaques minces du cuivre noir, sur lequel elle se rassemble. Elle représente une combinaison de sous-sulfure de cuivre et de monosulfure de fer ($\text{Cu}_2\text{S} + \text{FeS}$) et elle est remplie de petites cavités bulleuses, dans lesquelles se trouve du cuivre métallique séparé sous forme de fils ou de masses spongieuses (mousse de cuivre). (D'après les expériences de *Plattner*, une matte composée de Cu_2S et de FeS aurait la propriété de dissoudre du cuivre métallique en donnant naissance à Cu_2S et Fe_2S_3 . Par un refroidissement lent, le cuivre dissous se séparerait en régénérant FeS .) (On trouve aussi de l'argent métallique séparé dans les mattes cuivreuses riches en ce métal, le monosulfure de fer, FeS , de celles-ci absorbant de l'argent en donnant naissance à Ag_2S et Fe_2S_3 et l'argent se séparant par le refroidissement en reformant FeS .) D'après *Münster*, la séparation du cuivre dans la matte doit se produire par suite d'une réaction entre l'oxydure de cuivre (provenant de la scorie) et le sulfure de cuivre. L'acide sulfureux résultant de cette réaction doit en se dégageant expulser le cuivre métallique de la matte en voie de solidification.

La matte mince, comme la matte brute, est grillée à mort et ensuite fondue pour cuivre noir. La composition de la matte mince est mise en évidence par les analyses suivantes :

	Mansfeld	Fahlun	Phœnixhütte (Hongrie supérieure)
Cuivre	70,89	59,75	60,00
Fer	5,63	13,82	16,52
Soufre	20,95	21,96	22,25
Zinc.	0,52	1,00	—
Plomb.	0,60	4,08	—
Argent	0,01	—	—

Les scories sont ordinairement des singulosilicates, souvent aussi elles sont à un degré de silicification plus élevé. Elles renferment toujours une certaine quantité de cuivre (1 à 3 p. 100 d'oxydure) sous forme de silicate et pour cette raison elles sont ajoutées lors de la fonte des minerais, où par l'oxydure de fer qu'elles renferment elles contribuent aussi à la scorification de l'acide silicique.

Leur composition est donnée par les analyses suivantes :

	Mansfeld	Fahlun (Suède)	Röros (Norwège)
Acide silicique.	29,94	30,93	31,44
Oxydure de fer.	45,14	69,07	55,21
Alumine.	7,31	—	7,86
Chaux.	5,77	—	—
Magnésie	1,25	—	4,46
Oxydure de cuivre	2,42	non déterminé	—
Oxyde de zinc	5,45	—	—

Au Mansfeld, on passait autrefois en 24 heures dans des fours à lunettes, à une tuyère et d'une hauteur de 5^m,92, 10 à 12 tonnes de matte cuivreuse grillée, avec une consommation de coke de 25 p. 100.

A Brixlegg (Tyrol) la matte grillée à mort est fondue, sous une pression de vent de 15^{mm} de mercure, avec 15 p. 100 de quartz et 15 p. 100 de scories de fonte crue (scories brutes) dans des fours Pilz de 7 mètres de hauteur, avec un diamètre de 1^m,20 au plan des tuyères et de 1^m,70 au gueulard. Comme combustible, on emploie un mélange de charbon de bois et de coke. On passe en 24 heures 8 tonnes de matte.

Au Caucase (Kedabeg), on passait en 24 heures, dans un four haut de 5 mètres, large de 1^m,30 et profond de 1^m,70, 6 à 7 tonnes de matte grillée à mort, en consommant une quantité de charbon de bois égale à 50 p. 100 du poids de la matte.

A Altenau (Harz supérieur), on passe en 24 heures, sous une pression de vent de 20^{mm} de mercure, dans des fours à lunettes à une tuyère, hauts de 3^m,60 à

4^m,82 et de 1 mètre de diamètre, 5 tonnes de matte grillée à mort avec des quantités variables de scories et une consommation en coke de 1,5 t.

A Atvidaberg et à Falun (Suède), où autrefois on préparait aussi du cuivre noir avec la matte grillée à mort, la voie ignée a été remplacée par la voie humide. Les fours de fusion étaient disposés comme les fours à sulu décrits précédemment, seulement ils étaient plus étroits, à trois tuyères et à creuset. Leur hauteur s'élevait à 5^m,14. Pour deux parties (en poids) de matte grillée, on ajoutait 0,20 à 0,40 p. de scories de minerai, 0,2 à 0,40 p. de déchets cuivreux (crasses d'affinage) et, suivant les circonstances, une certaine quantité de quartz. Pour deux parties de matte brute grillée on employait 0,60 p. de coke.

PROCÉDÉ ALLEMAND COMBINÉ AVEC LA CONCENTRATION DE LA MATTE CUIVREUSE

Ce procédé est appliqué, comme on l'a déjà dit, lorsque la matte brute est pauvre en cuivre et qu'elle renferme de grandes quantités d'arsenic, d'antimoine ou de plomb. Dans ce cas, la matte provenant de la fonte des minerais n'est grillée que jusqu'à un certain degré et ensuite fondue pour une matte plus pure et plus riche en cuivre, dans laquelle, si le minerai est argenteuse, l'argent s'est aussi concentré. Si cette matte, dite *matte de concentration*, est encore impure (si elle renferme de l'arsenic, de l'antimoine et du plomb), on recommence encore une ou plusieurs fois le grillage de la matte jusqu'à un certain degré et la fonte de la matte grillée. On donne à ces différentes opérations les noms de seconde, de troisième, etc. concentration. Comme produits de ces concentrations successives, on obtient des mattes pures, riches en sulfure de cuivre ou en sulfure d'argent et des scories.

Le grillage de la matte jusqu'à un certain degré est effectué comme il a été déjà dit et dans les appareils décrits précédemment, avec cette différence qu'il n'est pas poussé jusqu'à mort. Cependant, dans beaucoup de cas, il est conduit assez loin pour que, lors de la fonte de la matte grillée, il se produise aussi, outre la matte de concentration, une certaine quantité de cuivre noir, qui absorbe aussi bien l'antimoine et l'arsenic, qu'une grande partie de l'argent et surtout de l'or contenus dans la matte.

La fonte de la matte grillée a lieu dans les mêmes fours que ceux dont on se sert pour la fonte des minerais et pour celle de la matte brute grillée. Ce sont des fours à bassin, des fours à creuset et des fours à œil. Pour scorifier le fer, on ajoute des scories acides de la fonte des minerais, des minerais de cuivre quartzeux ou des minerais de cuivre mélangés avec des silicates acides, et en quantités telles que les scories qui prennent naissance soient des singuloscates. Ces scories retiennent toujours plus de 0,5 p. 100 de cuivre et elles sont ajoutées lors de la fonte des minerais.

La concentration en fours à cuve a été remplacée dans la plupart des usines par la concentration en fours à réverbère, parce que dans ces derniers on obtient des mattes plus pures. Mais pour la fonte des mattes qui contiennent de grandes quantités de plomb et dont le traitement donne du plomb, les fours à cuve sont plus avantageux que ceux à réverbère. Ainsi, on se sert des premiers fours pour les mattes cuivreuses plombifères, qui se forment lors de l'extraction du plomb, ainsi que pour celles qui résultent du traitement de minerais de cuivre plombeux (par exemple les minerais dits mixtes traités à Oker). A Oker, par exemple, en fondant des minerais contenant p. 100, 4,78 de cuivre, 8,84 de plomb,

12,55 de fer, 24,11 de soufre, dont la teneur en ce dernier corps a d'abord été abaissée à 10-12 p. 100 par grillage en fours à cuve et ensuite à 5-6 p. 100 par deux autres grillages effectués en tas, on obtient dans des fours à cuve, outre du plomb d'œuvre, une matte avec 16 à 20 p. 100 de cuivre, 4 à 5 p. 100 de plomb et 0,02 p. 100 d'argent. Cette matte est grillée en fours à cuve et ensuite fondue, dans des fours semblables, avec addition de minerais de cuivre siliceux (dits *kniest*), en une matte, contenant, p. 100, 45 de cuivre et 0,05 à 0,06 d'argent, et un alliage de cuivre, de plomb, d'arsenic et d'antimoine (avec 60 p. 100 de cuivre).

La composition élémentaire de différentes *mattes de concentration* est mise en évidence par les analyses suivantes :

	Freiberg	Altenau	Mansfeld	Oker
Cuivre	32-43	63,9	51,37	64,38
Fer	16-20	8,1	18,67	8,93
Plomb	14-17	7,3	—	2,95
Nickel	—	—	6,54	1,34
Cobalt				
Zinc				
Argent	0,2-0,3	—	—	—
Soufre	21-24	20,0	24,35	20,79

Les mattes de concentration riches en cuivre présentent des cavités bulleuses contenant des dépôts de cuivre métallique semblables à celles dont il a été question à propos des mattes minces.

La composition des *scories de concentration* est donnée par les analyses suivantes :

	Mansfeld (Scories anciennes)	Altenau	Oker
Acide silicique	33,1-34,1	27,6	27,14
Alumine	5,6-11,2	6,5	17,82
Oxydule de fer	32,0-51,5	54,3	47,93
Chaux	5,0-17,1	4,1	3,41
Magnésie	0-4,6	0,6	—
Oxydule de cuivre	0,7-3,0	1,4	—
Oxyde de plomb	—	4,8	—
Oxyde d'antimoine	—	1,0	—
Soufre	0-0,46	—	ZnO : 1,24

La quantité de matte passée en 24 heures, la pression du vent et la consommation du combustible sont les mêmes que pour la fonte de la matte brute grillée à mort.

A Oker, la matte contenant 35 à 45 p. 100 de cuivre était grillée d'abord dans des fours à cuve (kilns) jusqu'à abaissement de la teneur en soufre à 10-11 p. 100

et ensuite en tas (deux feux), de façon à réduire encore celle-ci jusqu'à 4-5 p. 100. Elle était alors fondue pour matte de concentration et cuivre noir dans des fours à cuve à deux tuyères de 2^m,75 de hauteur (du plan des tuyères au gueulard), sous une pression de vent de 25^{mm} de mercure et avec addition de 20 à 30 p. 100 de kniest (schiste argileux contenant du cuivre pyriteux). En 24 heures, on passait 7 à 8 tonnes de matte, avec une consommation de coke égale à 38-40 parties (en poids) pour 100 parties de lit de fusion. — A Altenau (Harz supérieur), les mattes, avec 25 à 40 p. 100 de cuivre et 9 à 14 p. 100 de plomb, sont grillées dans des fours à cuve, hauts de 2^m,80, larges de 1^m,44 et longs de 1^m,72, jusqu'à réduction de la teneur en soufre de 20 à 7 p. 100. On passe en 24 heures 1,25 t. de matte (0,75 t. de matte non grillée et 0,5 t. de matte déjà grillée). La matte ainsi préparée est fondue, dans des fours à lunettes ronds, à une seule tuyère et de 1^m de diamètre, en vue de l'obtention d'une matte de concentration avec 70 p. 100 au moins de cuivre (la formation de cette matte est aussi accompagnée de la production d'une certaine quantité de cuivre brut). Pour 100 parties de matte, on ajoute jusqu'à 140 parties de scories. La pression du vent est de 16 à 20^{mm} de mercure. On passe en 24 heures 5 tonnes de matte, avec une consommation de coke de 1,5 tonne.

Exemples du procédé allemand.

Le procédé allemand n'est plus appliqué actuellement que dans un petit nombre de localités, parce que la concentration de la matte, aussi bien que la fonte pour cuivre noir sont ordinairement effectuées en fours à réverbère; de cette combinaison des méthodes allemande et anglaise est né un procédé mixte anglo-allemand.

Le procédé allemand est encore usité, par exemple, à *Brixlegg dans le Tyrol* pour des minerais de cuivre ne contenant pas d'argent, qui consistent en cuivre pyriteux quartzeux avec 15 p. 100 de cuivre. Ces minerais sont partie grillés en tas, partie soumis à la fonte à l'état cru. On avait l'intention, à l'époque de la présence de l'auteur à Brixlegg, de remplacer le grillage en tas par le grillage dans des fours à pelletage continu.

Les minerais (25 p. 100 de minerai grillé et 75 p. 100 de cru) sont mélangés, à cause de leur teneur en acide silicique, qui s'élève à 27 p. 100, avec de la chaux et des scories basiques et fondus dans des fours Pilsz. Ces fours ont 7 mètres de hauteur, leur diamètre au gueulard est de 1^m,70 et de 1^m,20 au plan des tuyères, et dans la région des étalages ils sont munis de caisses à réfrigération en fonte. La pression du vent est de 20 à 22^{mm} de mercure. On passe en 24 heures 12 tonnes de minerai avec une consommation de coke égale à 35 p. 100 du poids du minerai. La matte obtenue contient 35 p. 100 de cuivre. La scorie, avec 0,15 à 0,40 p. 100 de cuivre, est partie rejetée, partie employée comme fondant lors du traitement pour cuivre noir.

La matte brute est granulée et grillée à mort dans des fours à réverbère. Ceux-ci sont des fours à pelletage continu avec sole double; ils sont chauffés au gaz de tourbe. Un pareil four contient en totalité 3 tonnes de matte, quantité qui est grillée à mort en 24 heures, avec une consommation de 0,13 m. cub. de tourbe pour 100 kilogr. de charge. La matte grillée à mort est fondue pour cuivre noir avec 15 p. 100 de quartz et 15 p. 100 de scorie brute. Les fours à cuve sont des fours à lunettes. Comme combustible, on emploie un mélange

de charbon de bois et de coke. La pression du vent s'élève à 15^{mm} de mercure. On passe 8 tonnes en 24 heures. On obtient du cuivre noir, une matte mince et une scorie. Le cuivre noir est raffiné. La matte mince est traitée de la même manière que la matte brute. La scorie est ajoutée à la fonte des minerais.

A *Kedabeg dans le Caucase*, des minerais pyriteux et quartzeux contenant de la blende étaient grillés, les morceaux en tas, le menu dans des fours Gerstenhüfer, puis fondus pour matte brute avec du charbon de bois dans des fours à bassin. La matte brute (avec 15 à 30 p. 100 de cuivre) était grillée à mort en tas et ensuite fondue pour cuivre noir et matte mince dans des fours à lunettes. La matte mince était grillée à mort et également fondue pour cuivre noir.

A *Atvidaberg en Suède*, on grillait autrefois en tas et en stalles une fois les minerais siliceux et blepdeux, et deux fois les minerais pyriteux. Pour éliminer le zinc, on intercalait dans le minerai deux couches de charbon de bois. Le premier feu durait 4 à 6 semaines, le second feu donné aux minerais pyriteux 3 à 4 semaines. Dans les premiers temps, le sulfure de zinc n'était qu'incomplètement décomposé par le grillage, de sorte qu'on obtenait, lors de la fonte des minerais, un mélange de sulfures métalliques et de scorie contenant 8 p. 100 de cuivre désigné sous le nom de *skumnas* (*matte écumeuse*), dont le traitement était une cause de difficultés. En conduisant mieux le grillage, c'est-à-dire en transformant le sulfure de zinc en oxyde on évite plus tard la production de ces *skumnas*. Les minerais grillés étaient fondus pour matte à 25-30 p. 100 de cuivre et scories bisilicatées, avec addition de scories de la fonte des minerais et de la fonte pour cuivre noir, dans les fours à sulu mentionnés précédemment. Pour 1 partie (en poids) de minerai, on employait 0,60 p. de charbon de bois ou 0,30 p. de coke.

On grillait la matte brute 5 à 6 fois en stalles pendant 6 à 8 semaines en ajoutant du charbon de bois aux derniers feux et ensuite on la fondait pour cuivre noir et matte mince en fours à cuve à bassin, avec addition de scories de minerais et de déchets de raffinage du cuivre. Pour 2 parties (en poids) de matte brute grillée, on consommait 0,60 p. de coke. La matte mince était ajoutée à la matte brute aux derniers feux de grillage.

A *Fahlun, en Suède*, les minerais de cuivre étaient aussi traités de la même manière qu'à Atvidaberg.

Dans l'usine d'*Agordo, en Vénétie*, les noyaux, provenant du grillage pour noyaux et contenant 7 à 8 p. 100 de cuivre, étaient fondus pour matte brute, sans grillage préalable, avec du cuivre de ciment, précipité par le fer des solutions chargées de sulfate de cuivre fournies par la lixiviation avec de l'eau des croûtes de noyaux, et des pyrites riches; l'opération était effectuée, avec addition de scories et de grès, dans des fours à lunettes hauts de 5^m,50; la matte brute, préalablement grillée à mort, était fondue pour cuivre noir et matte mince dans des fours à bassin, hauts de 4^m,50, avec de la matte mince grillée, des scories riches et du grès.

A *Stefanshütte, dans le Comitat de Zips* (Hongrie inférieure), on fond en une matte brute avec 30 p. 100 de cuivre et un speiss cuprifère 60 p. 100 de cuivre gris grillé et 40 p. 100 du même minerai cru, contenant 14,5 p. 100 de cuivre et 0,06 p. 100 d'argent; l'opération est effectuée, avec addition de scories de cuivre noir et de quartz, dans des fours à cuve à trois tuyères, de 2^m,60 de hauteur et 1 mètre de largeur. La consommation de combustible (charbon de bois)

s'élève à 25 p. 100 du poids du minerai. La matte brute est grillée 12 à 14 fois en tas et ensuite fondue en fours à cuve pour cuivre noir et matte mince.

Le procédé allemand avec concentration de la matte était autrefois en usage, par exemple, à *Mühlbach*, dans le pays de Salzbourg, d'où l'exploitation a été transportée à Bischofshofen, dans la vallée de Salzbach, où l'on travaille maintenant d'après la méthode anglo-allemande.

A *Mühlbach*, le minerai, consistant en cuivre pyrileux, quartz, pyrite arsénicale et fer spathique et contenant une petite quantité de nickel, était, sans grillage préalable, fondu pour matte brute à 23 p. 100 de cuivre, avec des scories de fonte de matte brute et de cuivre noir et une partie de la matte brute grillée; le lit de fusion était composé de façon à offrir une richesse moyenne en cuivre de 13 p. 100 et l'opération était effectuée dans des fours à cuve ronds à creuset, munis de 5 tuyères et hauts de 5 mètres; la pression du vent était de 14 millimètres de mercure. La matte brute était grillée deux fois en stalles et ensuite fondue, avec 10 p. 100 de quartz et 10 à 20 p. 100 de scories de minerais, dans un four à lunettes à deux tuyères, sous une pression de vent de 12^{mm} de mercure; on obtenait ainsi une matte concentrée avec 55 à 60 p. 100 de cuivre et une petite quantité de cuivre noir. La matte concentrée était broyée au moyen de cylindres et ensuite grillée dans des fours à pelletage continu. En 24 heures, on obtenait 1,8 t. de matte grillée à mort, avec une consommation de bois égale à 7 mètres cubes. La matte concentrée grillée à mort était fondue pour cuivre noir et matte mince dans un four à lunettes avec addition de scories de minerais et sable quartzeux. La matte mince était moulue et ajoutée à la fonte pour cuivre noir.

Extraction du cuivre par le procédé anglais.

Le procédé anglais repose, comme on l'a déjà expliqué, sur la production de cuivre par l'action de sulfure de cuivre et de sulfure de fer sur les oxydes du cuivre. La réduction de ces derniers n'est donc pas produite, comme dans le procédé allemand, par le charbon, mais par le soufre des sulfures dont il vient d'être question. Le charbon, c'est-à-dire le combustible, ne sert dans le procédé anglais que pour obtenir la température nécessaire pour les réactions précédentes, tandis que dans le procédé allemand il sert aussi bien pour la production de la chaleur que pour la réduction. On établit entre les sulfures métalliques et les oxydes du cuivre les proportions nécessaires pour la réaction par un grillage des sulfures métalliques convenablement ménagé, ou encore en ajoutant à ces derniers des minerais de cuivre oxydés ou des mattes cuivreuses grillées, ou bien des scories riches en cuivre.

Le procédé anglais se distingue de l'extraction du plomb par grillage et réaction, en ce que le cuivre n'est pas extrait, comme le plomb, par une seule opération de grillage et de fonte, toute une série d'opérations étant, en effet, nécessaires pour cela, et, abstraction faite du traitement pour cuivre noir, les grillages sont effectués séparément des fontes dans des appareils particuliers.

Dans sa forme simple, le procédé au four à réverbère comprend les opérations suivantes :

1. Le grillage des minerais.
2. La fonte en fours à réverbère des minerais grillés pour matte brute (*matte bronze, coarse metal*).
3. Le grillage de la matte brute.

4. La fonte en fours à réverbère de la matte brute grillée pour matte de concentration (*matte blanche, white metal*).

5. Le traitement de la matte de concentration en fours à réverbère pour cuivre noir, soit après rôtissage (*roasting*) préalable, soit sans rôtissage préalable.

Ce procédé au four à réverbère est encore simplifié (mais rarement), lorsqu'on a affaire à des minerais très-riches et très-purs : la matte bronze grillée est immédiatement fondue pour cuivre brut et, par suite, les opérations de concentration sont tout à fait supprimées. Très-fréquemment, au contraire, le procédé en question subit des modifications par la multiplication des opérations de concentration, et cela lorsqu'il s'agit de préparer de bonnes sortes de cuivre avec des espèces de minerais les plus différentes et des minerais impurs. Avec les minerais contenant de l'arsenic, de l'antimoine et de l'étain, ainsi qu'avec ceux qui renferment de l'or, on travaille souvent, lors des opérations de concentration, de façon à obtenir la séparation d'une certaine quantité de cuivre brut, afin d'y rassembler l'or, l'étain, l'antimoine et l'arsenic. La matte obtenue en même temps que ce cuivre brut (nommé en Angleterre *bottoms*, fonds cuivreux) est relativement pure et elle convient pour la préparation des meilleures sortes de cuivre. Avec le cuivre brut résultant des concentrations, on ne peut fabriquer par voie sèche que des cuivres de qualité inférieure, tandis que par électrolyse ils donnent des cuivres de bonne qualité.

La multiplication des opérations de concentration, c'est-à-dire la préparation de différentes sortes de mattes et de cuivres bruts est surtout usitée en Angleterre, où dans un petit nombre de localités (Swansea, Saint Helens, près Liverpool) on traite les minerais exotiques les plus variés, associés à des corps étrangers également très différents. A Swansea, dans le pays de Galles, a pris naissance, pour le traitement de ces minerais, un procédé au four à réverbère assez compliqué, dit *procédé gallois*, qui sera l'objet d'une étude spéciale.

On a, dans ces derniers temps, fréquemment combiné le procédé au four à réverbère avec le procédé au four à cuve, en opérant la fonte des minerais et souvent aussi la fonte pour cuivre noir dans des fours à cuve.

Procédé anglais dans sa forme simple (sans multiplication des opérations de concentration).

I. — GRILLAGE DES MINERAIS.

Le grillage des minerais, nommé *calcination* en Angleterre, a pour but d'en éliminer le soufre en partie et de transformer en oxydes les métaux qui étaient combinés à ce dernier. Il doit rester dans les minerais une quantité de soufre telle que, lors de la fonte, non seulement tout le cuivre, mais encore une partie du fer soient combinés au soufre. Si, lors de la fonte des minerais, on doit obtenir une scorie avec moins de 0,5 p. 100 de cuivre, il ne faut pas que la matte contienne plus de 35 p. 100 de cuivre. Cependant, dans les localités où les minerais sont relativement riches et purs et où la main-d'œuvre et le combustible sont à un prix très-élevé, comme par exemple dans l'Etat de Montana, aux Etats-Unis, on préfère, par raison d'économie, conduire le travail, en grillant fortement les minerais, de façon à obtenir une matte plus riche (avec 60 p. 100 de cuivre) et à laisser passer dans la scorie plus de 1 p. 100 de cuivre. Le tableau suivant, emprunté

à *Peters*, montre la teneur en cuivre de la scorie correspondant aux différentes teneurs en cuivre des mattes, aux usines Parrot, à Butte (Etat de Montana) :

Cuivre dans la matte p. 100	Cuivre dans les scories p. 100
64,3	0,85
62,7	1,05
66,5	0,92
66,2	1,10
65,9	0,67
61,8	0,64
63,6	0,87
64,5	0,82
63,3	0,76
66,2	1,32

Aux usines d'Anaconda (Etat de Montana), on produit, pour la raison précédemment indiquée, une matte avec une teneur en cuivre de 60 p. 100 ; au Chili, la matte est produite avec 50 p. 100 ; en Australie (usines de Wallaroo), avec 50 à 55 p. 100.

Les réactions chimiques qui se passent dans le grillage sont les mêmes que celles qui ont été indiquées précédemment à propos du procédé allemand.

De même, ce qui a été dit au sujet des appareils de grillage, lors de la description de ce dernier procédé, convient aussi pour le procédé anglais.

Les fours de grillage anglais proprement dits ont été remplacés dans ces derniers temps par les grands fours à pelletage continu, à travail manuel ou à travail mécanique, par les cylindres rotatifs de Brückner et d'Oxland, ainsi que par les fours à cuve pour l'extraction d'acide sulfurique.

Un ancien four anglais est représenté par les figures 92, 93 et 94. α est la grille (1^m,52 au-dessous de la voûte et 0^m,99 au-dessous du pont de chauffe). Elle est souvent transformée en grille de mâchefer. h est la sole, longue de 9^m,14 et large de 3^m,73, qui se trouve sous la voûte à 0^m,30 au rampant et à 1^m,22 au pont de chauffe ; c, c sont des ouvertures par lesquelles ont fait tomber le minerai grillé dans quatre chambres voûtées ménagées au-dessous de la sole. Ces chambres communiquent avec des canaux pour l'entraînement des vapeurs sulfureuses qui continuent de s'échapper des minerais. y est le pont de chauffe, d une voûte destinée à protéger contre une trop haute température le minerai qui se trouve dans le voisinage du pont de chauffe ; a, a sont des ouvertures pour l'introduction des minerais dans le four par les trémies m, m , établies au-dessus de ce dernier. Ces ouvertures sont fermées pendant le grillage au moyen de plaques p'argile ou de registres. n, n sont les portes de travail ménagées sur chacun des longs côtés de la soje pour le râblage des minerais. Afin que l'on puisse atteindre partout commodément le minerai avec les instruments de râblage, le mur intérieur du four est muni de saillies à angles obtus. b est le rampant, qui fait communiquer le four avec le canal e supporté par des barres de fer. Dans beaucoup de fours, toute la longueur du pont de chauffe est traversée par un canal qui est mis en communication avec la sole par trois petites ouvertures. Par ce

pont de chauffe creux, appelé du nom de son inventeur pont de chauffe de *Sheffield*, arrive de l'air froid, qui, en refroidissant le pont de chauffe, pénètre dans le four après s'être échauffé. Dans un pareil four, on grille, en 24 heures, 7 tonnes de minerai. La quantité de coke consommée s'élèverait à 12-15 p. 100 du poids du minerai, mais elle doit en réalité être plus grande.

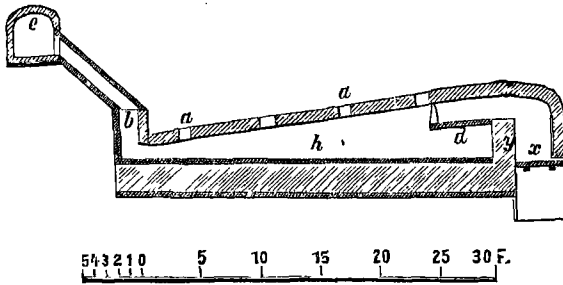


Fig. 92. — Ancien four anglais de grillage ; coupe verticale suivant la longueur. (Echelle en pieds anglais.)

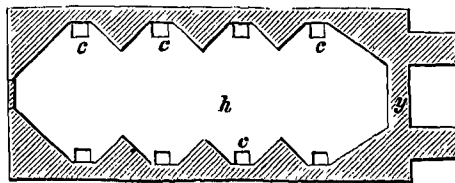


Fig. 93. — Ancien four anglais de grillage ; coupe horizontale.

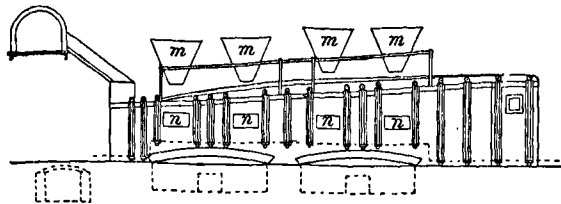


Fig. 94. — Ancien four anglais de grillage ; élévation latérale.

Comme on l'a dit à propos du procédé allemand, on peut passer beaucoup plus de matière dans les nouveaux fours à pelletage continu et les cylindres rotatifs. C'est pour cela qu'ils sont aussi fréquemment employés depuis quelque temps dans le procédé anglais, lorsqu'on ne doit pas préparer d'acide sulfurique avec les gaz de grillage.

Les fours avec évacuation périodique de tout leur contenu ont cet avantage qu'on peut charger les minerais dans les fours de fusion à l'état incandescent (comme cela a lieu à Anaconda, Etat de Montana, où l'on se sert de fours Brückner), ce qui économise beaucoup de temps et de combustible.

On a employé en Angleterre les fours à moufles de Spence, lorsqu'il s'agissait d'utiliser les gaz du grillage à la fabrication de l'acide sulfurique. Ces fours étaient chauffés soit par un foyer à grille particulier, soit par les gaz sortant des fours à réverbère de fusion.

La figure 95 représente un four à moufles chauffé de cette dernière façon.

S est le four de fusion ; M est le moufle, dont le fond est chauffé par les gaz du four S, qui pénètrent dans la chambre r , et de là, par le canal k , dans la cheminée. Les minerais sont chargés par la trémie t à l'extrémité supérieure du moufle et poussés de temps en temps vers l'extrémité inférieure de ce dernier, d'où ils sont déversés finalement, par le canal z , dans le four de fusion S. Les gaz du grillage s'échappent à l'extrémité supérieure du moufle par le canal v ,

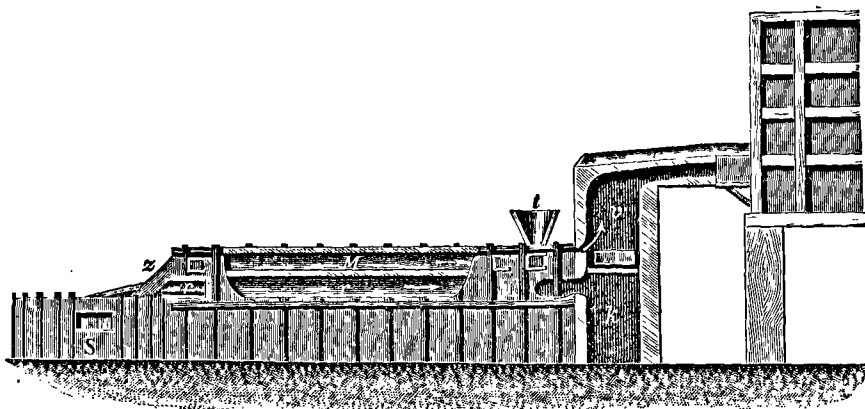


Fig. 95. — Four de grillage à moufle, chauffé par les gaz d'un four de fusion.

qui les conduit à la fabrique d'acide sulfurique. Dans un pareil four à moufle à pelletage continu, on grillerait en 24 heures 6 tonnes de minerai.

Le dispositif qui vient d'être décrit a cet inconvénient, que le grillage et la fusion sont complètement dépendants l'un de l'autre.

Pour les minerais destinés à la fabrication de l'acide sulfurique qui ne peuvent pas être grillés en fours à cuve, parce qu'ils s'agglutinent facilement ou qu'ils ne sont pas assez riches en soufre, on pourrait surtout recommander le four d'Ilasenclewer, décrit précédemment, qui est également un four à moufles à pelletage continu.

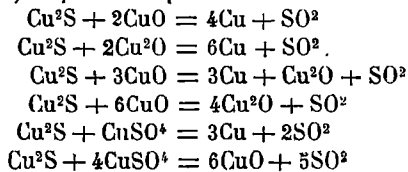
2. — FONTE POUR MATTE BRUTE EN FOURS A RÉVERBÈRE DES MINERAIS GRILLÉS.

Les minerais grillés se composent principalement d'oxydes et de sulfures du fer et du cuivre. Ils contiennent aussi de petites quantités de sulfates du cuivre. Les oxydes et les sulfates du cuivre doivent être transformés en sulfure de cuivre et réunis en une matte, la matte brute, avec le sulfure de cuivre resté indécomposé, ainsi qu'avec une partie du sulfure de fer qui n'a pas été décomposé lors du grillage. Le peroxyde de fer doit être réduit en oxydure et scorifié. Le sulfure de fer doit être en majeure partie converti en oxydure et aussi scorifié. Les terres et les silicates, ainsi que le quartz mélangé aux minerais, doivent également être scorifiés, de même que les oxydes des métaux lourds, ceux du cuivre et des métaux nobles exceptés. La scorie, relativement à son degré de silicification, doit être entre un singulosilicate et un bisilicate.

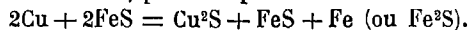
Les minerais que l'on a à sa disposition doivent être assortis de façon qu'on n'ait pas besoin d'ajouter au lit de fusion de grandes quantités de fondants,

parce que autrement il se forme de trop grandes masses de scories, qui occasionnent des pertes de cuivre. Aux minerais quartzeux, on ajoute des scories basiques des opérations de concentration et de la fonte pour cuivre noir, tandis que les minerais pyriteux doivent être mélangés avec des minerais quartzeux. La quantité de scories ajoutée s'élève, suivant la nature du minerai, jusqu'à 30 p. 100 du poids de ce dernier.

Dès que, lors de la fonte, la température de réaction est atteinte, une partie des oxydes, ainsi que les sulfates du cuivre, si ces derniers ne sont pas décomposés en oxydes, acide sulfureux et oxygène, donnent naissance avec le sulfure de cuivre à du cuivre métallique ou à de l'oxydure ou du bioxyde de cuivre et de l'acide sulfureux, d'après les équations suivantes :

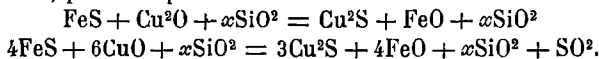


Le cuivre métallique séparé enlève au sulfure de fer une partie de son soufre et forme du sulfure de cuivre, par exemple :



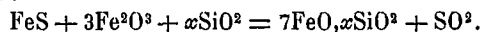
Les oxydes du cuivre formés plus haut réagissent de nouveau sur le sulfure de cuivre non décomposé.

Une autre partie des oxydes du cuivre se décompose avec le sulfure de fer, en présence d'acide silicique, en sulfure de cuivre et protoxyde de fer, et ce dernier se combine immédiatement avec l'acide silicique, en donnant naissance à un silicate de fer, par exemple :

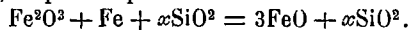


Le sulfure de cuivre se réunit avec le sulfure de fer et le sulfure de fer restés indécomposés pour former la matte brute.

Le peroxyde de fer contenu dans le minerai grillé ne peut être scorifié qu'à l'état d'oxydure. Il est porté à ce degré inférieur d'oxydation par le soufre du sulfure de fer qui, en présence d'acide silicique, enlève au peroxyde de fer la quantité d'oxygène nécessaire pour que son soufre s'oxyde en passant à l'état d'acide sulfureux et que le peroxyde de fer soit réduit en oxydure, par exemple, d'après l'équation :



Il est aussi possible qu'une partie du peroxyde de fer soit, en présence d'acide silicique, réduit en oxydure et scorifié par le fer métallique mis en liberté lors de la décomposition du sulfure de fer par le cuivre métallique séparé dans les différentes réactions, d'après l'équation :



Des autres éléments, les arsénates et les antimoniates sont partie réduits par les sulfures métalliques en arséniures et antimoniures, qui passent dans la matte, partie décomposés par l'acide silicique. Le sulfure de zinc passe en partie dans la matte, en partie dans la scorie. Le sulfure de plomb passe dans la matte, de même que tout l'argent. L'oxyde de zinc est scorifié.

Si les minerais sont trop fortement grillés, on ajoute des minerais crus, s'ils ne le sont pas assez, on ajoute des minerais oxydés.

Les fours à réverbère dans lesquels la fonte est effectuée possèdent une sole ovale concave, qui est formée avec du sable, du grès pulvérisé ou du quartz en poudre. Le sable de mer employé dans ce but à Swansea offre, d'après *Percy*, la composition suivante :

Acide silicique	87,87 p. 100
Alumine.	2,13 »
Peroxyde de fer	2,72 »
Chaux	3,79 »
Magnésie	0,21 »
Acide carbonique et eau.	2,60 »

Les quartz pulvérisés qui servent, dans l'Etat de Montana, pour la confection des soles contiennent, d'après *Peters*, 95,3 à 97,2 p. 100 d'acide silicique. Ordinairement, on établit la sole en plusieurs couches. Avec des matériaux qui se frittent parce qu'ils renferment des bases ou qu'on a rendus frittibles par l'addition d'une certaine quantité de scorie, on fait la première couche en une seule fois, et on chauffe jusqu'à agglutination de la masse ou, si les matières se frittent difficilement, on la forme de plusieurs couches minces appliquées isolément, que l'on chauffe l'une après l'autre, de façon à les souder ensemble et à obtenir finalement une masse solide imperméable. La couche supérieure, qui est la sole véritable, est également appliquée en une seule fois ou en plusieurs couches minces superposées.

Dans le pays de Galles, par exemple, on établit d'abord une couche de sable de 20 à 27 centimètres d'épaisseur, sur laquelle on verse un peu de scorie, afin d'en favoriser l'agglutination ; lorsqu'on a chauffé de façon à produire celle-ci, on applique, l'une après l'autre, de la même manière, deux autres couches de sable plus minces. L'épaisseur moyenne de la sole s'élève à 50 centimètres. Celle-ci repose ordinairement sur un lit d'argile.

Les anciens fours à réverbère anglais sont assez petits, car ils ne peuvent pas recevoir en une seule fois plus de 1,5 tonne de lit de fusion. Aux Etats-Unis, on a, dans ces derniers temps, considérablement agrandi ces fours, en les construisant de façon à ce qu'ils puissent admettre en une seule fois 6 à 7 tonnes de lit de fusion, sans que pour cela la durée de la fonte et la consommation de combustible soient accrues dans la même proportion.

Tandis que les anciennes soles ont 4^m,11 de longueur et 2^m,74 comme largeur la plus grande, on est arrivé plus tard à établir des soles longues de 4^m,57 et larges de 3^m,05 et dans ces derniers temps, aux Etats-Unis (Argo, Colorado), on a même atteint les dimensions de 6^m,71 de longueur et 4^m,27 de largeur.

En outre, au lieu de donner à la sole une section allant se rétrécissant peu à peu de la partie la plus large, c'est-à-dire du milieu, vers le rampant et le pont de chauffe, comme cela a lieu dans les anciens fours, on la rétrécit subitement, de sorte qu'elle est de beaucoup plus large que les anciennes soles.

Les figures 96 à 99 représentent la disposition d'un ancien four à réverbère anglais, dit *four gallois*. Il a 4^m,066 de longueur et 2^m,745 de largeur. L'expérience a appris que pour les petites soles la grandeur de leur surface la plus avantageuse est de 14,30 mètres carrés, et que la grandeur de la surface de la grille également la plus avantageuse est de 1,58 à 1,76 mètres carrés. A est le foyer à grille avec la porte de chauffe a ; F est le pont de chauffe creux, ouvert du côté du cendrier. B est le laboratoire, C la sole en sable, f le canal oblique

du rampant s'ouvrant dans la cheminée E. Les minerais sont chargés dans le four par une ouverture pratiquée dans la voûte du laboratoire, au-dessous de la trémie M.

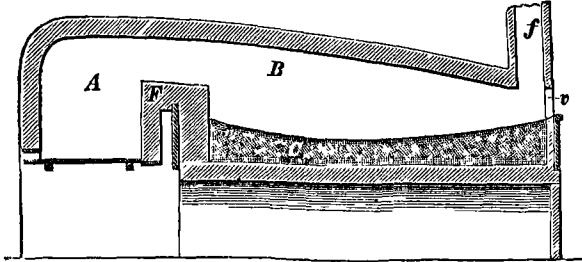


Fig. 96. — Ancien four de fusion anglais ; coupe verticale suivant la longueur.

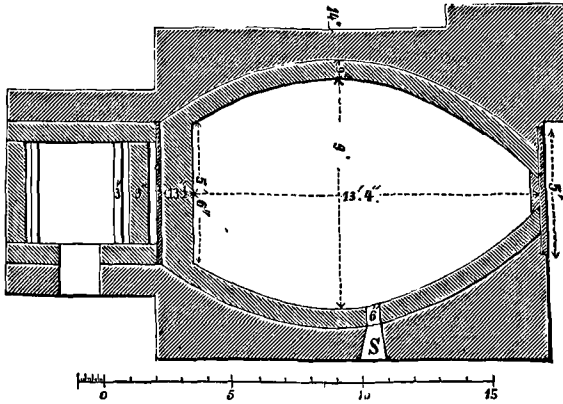


Fig. 97. — Ancien four de fusion anglais ; coupe horizontale.

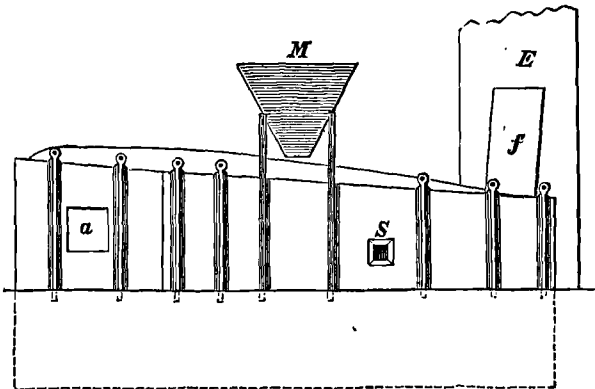


Fig. 98. — Ancien four de fusion anglais ; élévation latérale.

On introduit aussi dans le four certains fondants (scories) par l'embrasure v. S est le trou de coulée ou chio pour percer la matre. On laisse couler celle-ci

soit dans un bassin à granuler, établi devant le four, soit dans des moules en sable. Avant de percer la matte, on fait écouler les scories par l'embrasure *v*. La hauteur de la voûte au-dessus de la surface de la sole s'élève au pont de chauffe à 0^m,90, au rampant à 0^m,40. La hauteur de la cheminée est de 20 mètres.

Dans un pareil four, on passe, en Angleterre, un lit de fusion de 1,3 t.,

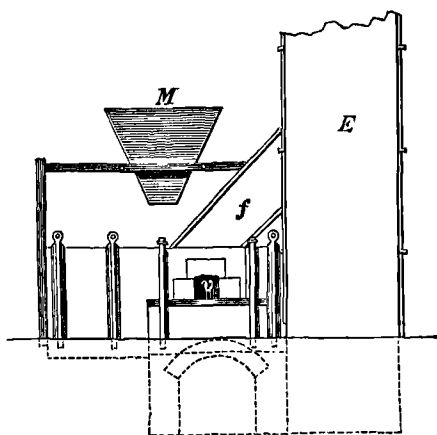


Fig. 99. — Ancien four de fusion anglais ; élévation de l'extrémité près de la cheminée.

qui est traité en 3 ou 4 heures. En 24 heures, on traite 3 charges de lit de fusion de chacune 1,3 t.

Les figures 100 à 104 représentent un nouveau *four à réverbère américain*. La sole a intérieurement 6^m,71 de longueur et 4^m,27 de largeur. La surface de la grille est large de 1^m,220 et longue de 1^m,525 intérieurement. *H* est la sole, *e* le foyer, *d* l'ouverture de chauffe, *c* le trou de coulée pour la matte, *a* une sorte de porte de travail et *b* une ouverture pour l'écoulement de la scorie, *h* la porte de travail proprement dite, par laquelle la scorie peut aussi être écoulée, *v* l'ouverture du rampant, qui met celui-ci en communication avec la cheminée par l'intermédiaire d'un canal ascendant *k*; *p* est le pont de chauffe ouvert inférieurement. L'air nécessaire à la combustion pénètre sous la grille par des carnaux ménagés dans la maçonnerie du four. On fait écouler la scorie dans une marmite placée devant le four, dans laquelle se dépose la matte entraînée; de ce vase, elle s'échappe par des gouttières en fonte qui la conduisent devant l'usine, où elle tombe soit dans des wagonnets, soit dans un courant d'eau qui la transporte en un lieu convenable. Si la quantité de la scorie est très grande, comme par exemple à Argo (Colorado), où pour une tonne de matte il se forme 16 à 18 tonnes de scories, on place aussi devant l'ouverture de travail *h* une marmite conique en fonte et à l'aide d'une gouttière en fonte on la fait communiquer avec une marmite collectrice de même métal, dans laquelle se rassemblent aussi bien les scories s'échappant de l'ouverture *h*, que celles qui s'écoulent par *b*, et de là elles sont amenées en dehors de l'usine par une gouttière en fonte. Un pareil dispositif est représenté par la figure 105. *α* est la marmite à scories qui se trouve devant l'ouverture d'écoulement de

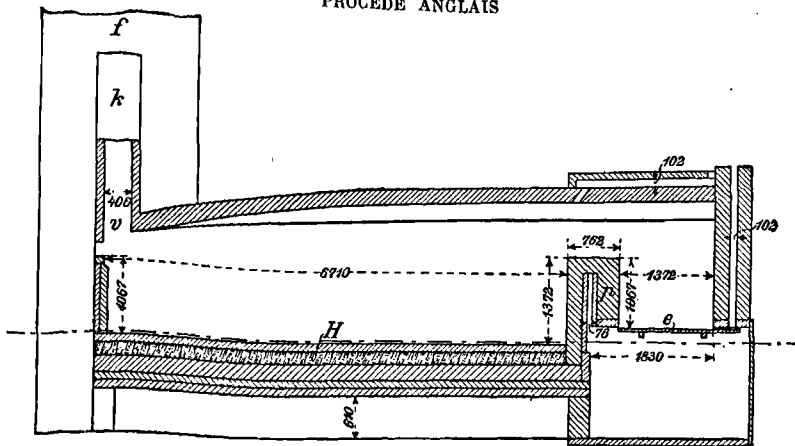


Fig. 100. — Four américain à réverbère ; coupe longitudinale.

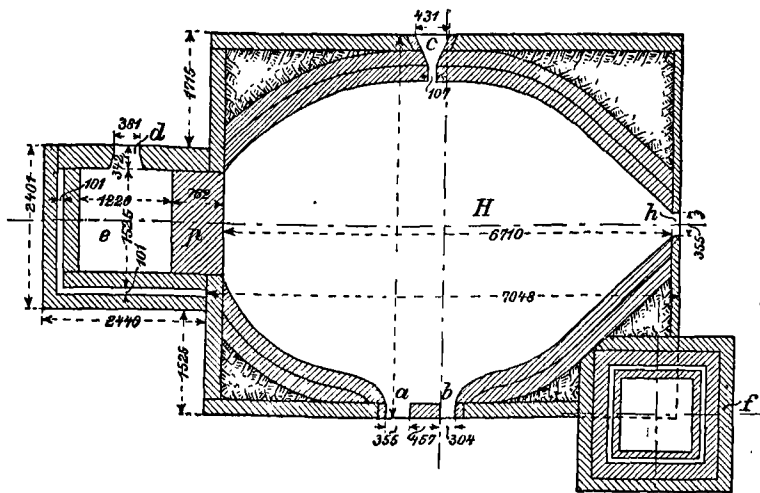


Fig. 101. — Four américain à réverbère ; coupe horizontale.

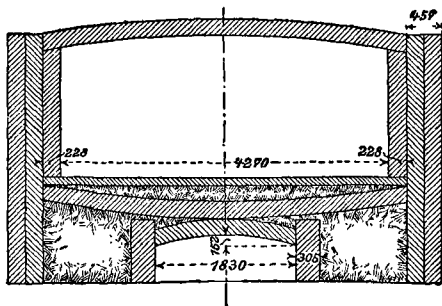


Fig. 102. — Four américain à réverbère ; coupe transversale.

celle-ci (*b* dans les figures 101 et 103), *b* celle qui est placée devant l'ouverture de travail du four. Les scories s'écoulent par les gouttières *f* et *e* dans la marmite collectrice *c* et de celle-ci, par la gouttière *d*, en dehors de l'usine. La matte est percée par le trou de coulée *c* (fig. 101 et 104) et reçue dans des moules en

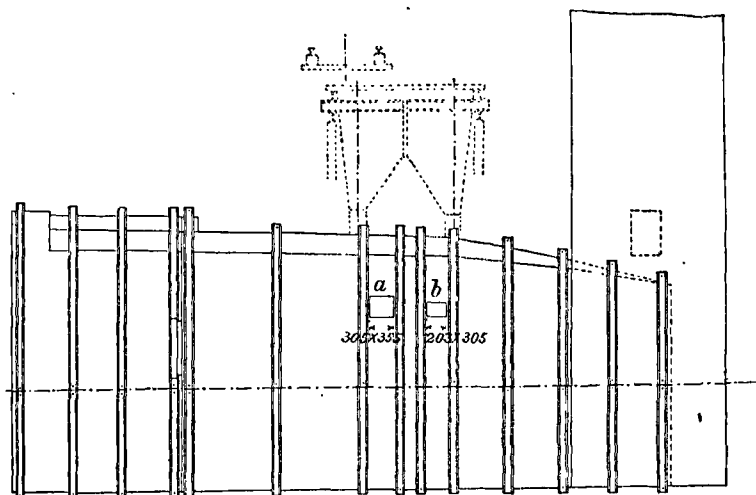


Fig. 103. — Four américain à réverbère ; élévation latérale (côté de l'ouverture d'écoulement des scories).

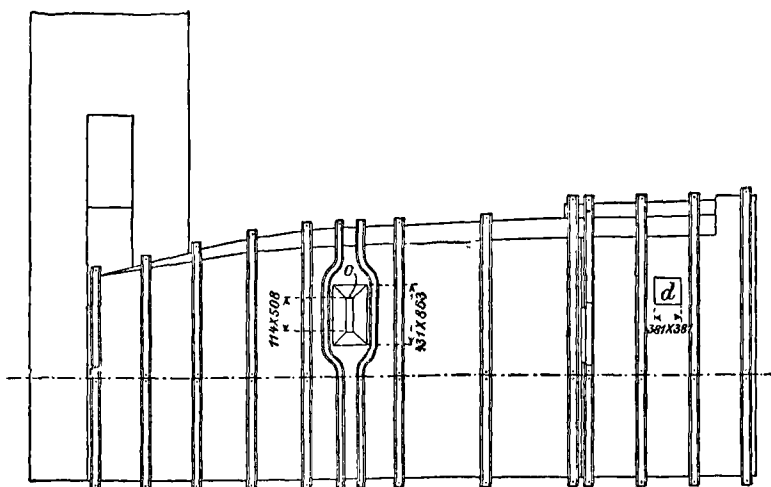


Fig. 104. — Four américain à réverbère ; élévation latérale (côté du trou de coulée de la matte).

sable ou en fer. Le chargement du minerai se fait à l'aide de deux trémies établies au-dessus de deux ouvertures ménagées dans la voûte du four.

Dans un pareil four, on passe en 24 heures 28 tonnes de lit de fusion.

L'opération est conduite de la même manière aussi bien avec les petits fours

qu'avec les grands. Par une trémie établie au-dessus du four, le lit de fusion est versé sur la sole et étendu sur celle-ci. (En Angleterre, on introduit aussi par la porte de travail les gros morceaux de scorie, ce qui n'est point à recommander.) Les portes du four étant fermées, on chauffe ensuite fortement. Dès que la masse est fondue, ce qui demande un temps variable, pouvant aller jusqu'à cinq heures, suivant le volume de la charge et suivant que le minerai a été ou non versé sur la sole à l'état incandescent au sortir des fours de grillage, de nombreuses bulles d'acide sulfureux se dégagent des sulfures, par suite de la réaction des oxydes métalliques sur ces derniers. A ce moment, on brasse la masse, afin d'amener à fusion les parties non encore fondues. Aussitôt que la production des bulles est arrivée à sa fin, on brasse de nouveau et ensuite on donne encore pendant une demi-heure une très-forte chaleur, afin que la matte et la scorie puissent facilement se séparer l'une de l'autre.

A l'aide d'un crochet en fer, on retire ensuite la scorie par la porte de travail ou dans les grands fours simultanément par plusieurs portes. On la fait écouler dans des marmites ou dans des moules en sable. Les particules de matte entraînées par la scorie peuvent se déposer dans les marmites aussi bien que dans les lits de sable, à travers lesquels la scorie passe successivement. On ne perce la matte qu'après la deuxième ou la troisième charge. Après avoir retiré la scorie, on introduit donc immédiatement dans le four une charge nouvelle et l'on procède

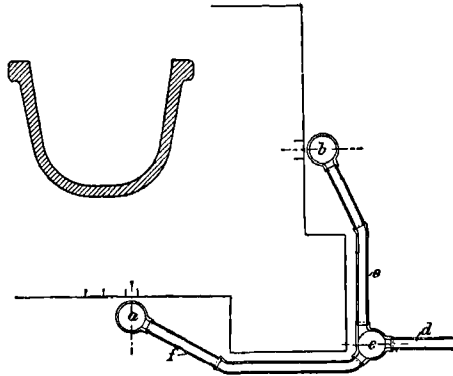


Fig. 105. — Dispositif employé à Argo (Colorado) pour l'écoulement des scories des fours de fusion.

comme il a été dit. Le traitement de la seconde ou de la troisième charge étant achevé, on perce la matte, que l'on écoule dans des bassins de granulation ou dans des moules en sable ou en fer. Mais on laisse toujours dans le four une certaine couche de matte liquide, afin que, lors du chargement subséquent du four, il ne se forme pas de dépôts adhérents. En général, il est bon, dans l'intérêt de la rapidité de l'opération et afin d'éviter la formation de dépôts, de ne percer la matte qu'à des intervalles aussi éloignés que possible. La matte recueillie dans des moules en sable est pulvérisée ou bien, comme cela a lieu en Angleterre, elle est refondue et ensuite granulée.

La quantité de lit de fusion que l'on peut passer en un temps déterminé dans les fours à réverbère dépend de la grandeur de ceux-ci ou du volume des

charges, de la nature des minerais et du combustible ; l'introduction des minerais dans le four à l'état incandescent ou froid exerce aussi une grande influence. La consommation de combustible dépend de la nature de ce dernier et de celle des minerais, ainsi que de la température de ceux-ci et de la grandeur du four.

On traite en 24 heures dans un petit four anglais environ 5 charges de 1,3 t. La consommation de combustible s'élève pour 100 parties de lit de fusion à 40-45 parties (en poids) de charbon (mélange de houille et de menu d'anhracite).

A *Argo (Colorado)*, on introduit dans un des grands fours décrits précédemment 6 à 7 tonnes de lit de fusion et en 24 heures on en passe 20 à 30 tonnes, avec une dépense en combustible de 33 p. 100.

Aux usines de *Wallaroo, dans l'Australie du Sud*, on traite en 6 heures 3 tonnes de lit de fusion, se composant de 3 parties de minerai grillé et 1 partie de minerai cru. En 24 heures, on en passe 12 tonnes, avec une consommation de charbon égale à 49 p. 100 du poids du minerai.

Aux usines de *Butte et Montana, près Butte (Etat de Montana)*, on charge dans le four 4,5 tonnes de minerai grillé. En 24 heures, on passe 6 charges = 27 tonnes, avec une dépense en charbon de 10 tonnes = 37 p. 100 du poids du minerai.

Aux usines de *Anaconda (Etat de Montana)*, on charge directement, dans les fours à réverbère contenant 6 tonnes, le minerai à l'état incandescent sortant des fours Brückner. En 24 heures, on traite (comme j'ai eu occasion de l'observer aux usines d'Anaconda) 9 charges de 6 tonnes, avec une consommation de charbon égale à 9 tonnes = 16 à 17 p. 100.

Les produits de la fonte sont la *matte brute* et la *scorie*.

La teneur en cuivre de la *matte brute (matte bronze)* dépend non seulement de la richesse en cuivre des minerais, mais encore du degré du grillage.

Dans le procédé gallois, on conduit le grillage de façon qu'il se produise une *matte* ne contenant pas plus de 35 p. 100 de cuivre. Cette *matte*, nommée en Angleterre *coarse metal* ou *regulus*, offrait, d'après l'analyse effectuée par *Le Play* sur le mélange de 58 échantillons différents, la composition suivante :

Cuivre	33,7
Fer	33,6
Nickel, cobalt et manganèse . . .	1,0
Etain	0,7
Arsenic	0,3
Soufre	29,2
Scorie	1,1

Comme on l'a déjà dit, on produit en Amérique et en Australie des *mattes* avec des teneurs en cuivre beaucoup plus élevées.

La *scorie* est un singulosilicate ou bien elle est entre le singulosilicate et le bisilicate. Elle contient toujours de grandes quantités de quartz mélangé mécaniquement. Lorsqu'on produit des *mattes* avec moins de 35 p. 100 de cuivre, sa teneur en cuivre dépasse rarement 0,5 p. 100 ; avec des *mattes* plus riches, elle est, comme on l'a déjà dit, plus élevée.

Un échantillon moyen de *scorie* galloise, prélevé sur le mélange de 58 échantillons différents, avait d'après *Le Play*, la composition suivante :

Quartz mélangé mécaniquement . . .	30,5	p. 100
Acide silicique combiné.	30,0	»
Protoxyde de fer	28,5	»
Alumine	2,0	»
Chaux.	2,0	»
Magnésie.	0,6	»
Protoxydes de manganèse, de nickel et de cobalt, oxyde de zinc.	1,4	»
Calcium	1,1	»
Fluor	1,0	»
Cuivre	0,5	»
Fer	0,9	»
Soufre.	0,6	»

ou

30,50	p. 100	de quartz,
65,40	»	de scorie,
0,55	»	de sulfure de fer.
2,10	»	de fluorure de calcium.

3. — GRILLAGE DE LA MATTE BRUTE.

Lé grillage de la matte brute (matte bronze) a pour but d'en éliminer une certaine quantité de soufre. Cette quantité varie suivant que l'on ne veut obtenir qu'une matte concentrée ou immédiatement du cuivre brut. Si l'on ne veut produire qu'une matte concentrée, on grille la matte brute de façon qu'il se forme lors de la fonte une matte concentrée avec une teneur en cuivre de 60 à 75 p. 100. Si l'on veut obtenir du cuivre brut, on grille de telle sorte qu'il y ait dans le produit grillé des oxydes et des sulfures métalliques indécomposés en proportions telles que ces corps en réagissant les uns sur les autres donnent naissance à du cuivre brut, ou bien on ajoute, lors de la fonte, à la matte fortement grillée une quantité convenable de matte non grillée.

Dans le procédé gallois, on pousse le grillage de la matte brute jusqu'à ce que sa teneur en soufre soit abaissée de 30 à 13 p. 100.

Les réactions chimiques qui se passent pendant le grillage sont les mêmes que lors du grillage de la matte brute pour le procédé allemand.

Les dispositifs de grillage sont également les mêmes.

Si l'on veut rendre les gaz du grillage inoffensifs ou les utiliser, on emploie des kilns pour les mattes en morceaux, et les fours Gerstenhöfer ou Hasenclever pour les mattes en poudre. Autrement, on se sert de fours à réverbère à travail manuel ou mécanique, surtout des fours à pelletage continu et des cylindres rotatifs (Brückner, Oxland).

Les anciens fours gallois pour le grillage de la matte sont disposés comme les fours gallois décrits précédemment pour le grillage des minerais. On y introduit 3,5 à 5 tonnes de matte brute rendue pulvérulente par granulation, broyage au moyen de cylindres ou bocardage et, tout en brassant fréquemment la masse, on élève graduellement la température jusqu'au rouge clair. Mais celle-ci ne doit pas être poussée assez loin pour que la matière s'agglutine ou fonde. Pour griller la matte, 24 heures sont nécessaires. La consommation de combustible s'élève à 40-45 p. 100 du poids de la matte brute.

Ces fours, au point de vue de la quantité de matière qu'on peut y passer en un temps déterminé et de la faible dépense de combustible, sont de beaucoup inférieurs à ceux qui ont été mentionnés précédemment. C'est pour cela que maintenant on ne devrait plus du tout s'en servir.

Aux usines à cuivre de Wallaroo, dans l'Australie méridionale, on grille en 24 heures, dans un cylindre rotatif à marche continue, 12 tonnes de matte, avec une dépense en charbon de 15 p. 100.

A Omaha (Etat de Nebraska), on grille en 24 heures, dans un four Brückner, avec une consommation de charbon de 25 p. 100, 6 tonnes de matte, en abaissant la teneur en soufre de celle-ci de 35 à 3 p. 100.

Dans des fours à pelletage continu à travail manuel, on peut griller, en 24 heures, suivant leur grandeur, 5 à 12 tonnes de matte, avec une dépense en houille de 20 à 35 p. 100.

Dans des kilns de 4 mètres de hauteur, sur 1^m,20 de largeur et 2^m,30 de longueur, on grille à Oker, en 24 heures, 3 tonnes de matte à 32-39 p. 100 de cuivre, mélangée avec 20 à 30 p. 100 de matte déjà grillée, en poussant le grillage assez loin (jusqu'à abaisser à 10 p. 100 la teneur en soufre), pour qu'elle puisse être immédiatement fondue pour matte concentrée à 60-65 p. 100 de cuivre.

Aux usines du Mansfeld, on grille dans un kiln, en 24 heures, 1,26 t. de matte brute à 40 p. 100 de cuivre, de façon que lors de la fusion de celle-ci au four à réverbère il se forme une matte concentrée (matte riche) avec une teneur en cuivre de 74 à 76 p. 100. Lors du grillage, on ajoute à la matte 1,5 à 6 p. 100 de matte brute grillée, afin d'éviter les agglomérations. Dans les fours Gersenhöfer, on grillait autrefois au Mansfeld, en 24 heures, 10 à 15 tonnes de matte brute en abaissant la teneur en soufre à 14 p. 100.

4. — FONTE DE LA MATTE BRUTE GRILLÉE POUR MATTE DE CONCENTRATION.

Cette opération est effectuée dans des fours à réverbère disposés comme ceux dans lesquels a lieu la fonte des minerais grillés. Les réactions chimiques qui se passent lors de la fonte de la matte brute sont aussi les mêmes que celles qui se produisent pendant la fonte des minerais. Pour scorifier le cuivre, on ajoute des minerais quartzeux ou du quartz. En ajoutant des minerais de cuivre oxydés, on est aussi à même d'obtenir, avec des mattes brutes relativement pauvres en cuivre (à 30 p. 100 environ), des mattes de concentration riches.

On étend d'abord le lit de fusion sur la sole et l'on élève peu à peu la température jusqu'au rouge blanc. Lorsqu'il ne se forme plus de bulles, lesquelles sont produites par la réaction des oxydes sur les sulfures métalliques, la matte et la scorie se séparent l'une de l'autre en deux couches. La scorie contient cependant encore de l'oxydure de cuivre, qui n'y a été introduit que par suite de l'élévation de la température et du contact prolongé de la matte avec la scorie, pendant qu'une quantité correspondante de fer est passée de la première dans la seconde (à l'état de silicate). On est donc à même, en ménageant convenablement la température et la durée de la fusion, de rendre la scorie aussi pauvre en cuivre que possible. Ainsi, d'après les expériences de Le Play, la matte et la scorie, obtenues lors de la fonte d'une matte brute anglaise (*coarse metal*) grillée pour matte très concentrée (*white metal*), contenaient aux différents temps de la fusion les quantités suivantes de cuivre :

	Matte Cuivre p. 100	Scorie Cuivre p. 100
Après 3 h. 10 m	54	9,0
» 5 h.	65	5,0
» 5 h. 50 m.	74	3,5

Suivant le poids de la charge (4,25 à 6 t.), on perce la matte au bout de 5 à 10 heures. La matte et la scorie sont écoulées ensemble dans une marmite en fonte, ou bien séparément. Dans le dernier cas, on perce d'abord la matte et ensuite on recueille la scorie qui s'écoule après dans des vases particuliers.

En Angleterre, on prépare, dans le four gallois décrit précédemment, avec la matte brute grillée contenant 30 à 35 p. 100 de cuivre, une matte très riche avec 75 p. 100 de cuivre, désignée sous le nom de *white metal*. A cet effet, la matte brute est chargée avec une quantité convenable de corps oxydants (carbonates de cuivre, cuivre oxydulé, scories cuprifères), qui agissent sur les sulfures métalliques non décomposés contenus dans la matte. D'après *Le Play*, la charge est 1,739 t. Au bout de 5 à 6 heures la réaction est terminée. En 24 heures, on traite 6 charges = 6,95 t., avec une dépense en combustible (mélange d'antracite et de houille) de 3,524 t., égale par conséquent à un peu plus de 50 p. 100 du poids du lit de fusion. De 100 parties de ce dernier, on retire 40,2 parties de *white metal*, 28,1 p. de scorie riche et 26,1 p. de scorie pauvre. La teneur moyenne en cuivre des mattes obtenues en 14 jours s'élevait à 73,2 p. 100. Les scories sont des mélanges de singulosilicates et de bisilicates, qui renferment plus de 2 p. 100 de cuivre, dont la majeure partie se trouve à l'état de matte mélangée mécaniquement.

Les analyses suivantes montrent la composition des scories riches et des scories pauvres de la préparation de la matte blanche :

	Scorie riche	Scorie pauvre
Acide silicique	33,0	33,8
Protoxyde de fer	55,0	56,0
Protoxyde de cuivre	2,7	0,9
Autres oxydes métalliques	2,0	2,1
Alumine	1,6	1,5
Chaux	1,4	1,4
Magnésie	0,3	0,3
Cuivre	2,9	2,9
Fer	0,3	0,3
Soufre	0,8	0,8

Ces scories sont ajoutées lors de la fonte des minerais et de la matte.

A Oker (*Harz inférieur*), on fond pour matte concentrée (*Spurstein*) à 60-65 pour 100 de cuivre la matte brute à 30-34 pour 100 de cuivre grillée dans des kilns. La sole du four à réverbère a 4^m,30 de longueur et 3^m de largeur. La distance de l'angle supérieur du pont de chauffe à la voûte est de 0^m,47, sa hauteur

s'élève au-dessus de la grille à 0^m,66, au-dessus de la sole à 0^m,39. La largeur du pont de chauffe est de 0^m,71. Le foyer est long de 1^m,10, large de 1^m et haut de 1^m,25. La masse de la sole se compose de 9/10 de quartz bocardé et de 1/10 de scories d'affinage pulvérisées. La hauteur de la cheminée de chacun des fours s'élève à 13^m,10. La charge est de 3 tonnes, formée de 2,50 t. de matte brute grillée, 0,25 t. de matte crue et de 0,25 t. d'un schiste argileux riche en acide silicique et contenant du cuivre pyriteux (désigné en Allemagne sous le nom de *Kupferkniest*). Le lit de fusion, chargé dans le four, au moyen de deux trémies établies au-dessus d'ouvertures ménagées dans la voûte, et étendu sur la sole, est fondu au bout de 4 heures. Après 5 à 6 heures, la formation des bulles est presque entièrement terminée. On procède alors au brassage de la masse, après quoi, on perce en même temps la matte et la scorie, qui sont reçues dans 8 marmites en fonte établies en terrasse les unes au-dessous des autres. La matte se rassemble dans les marmites supérieures, tandis que dans les inférieures la matte et la scorie se séparent de telle sorte que la première forme un régule sur fond des marmites. Avant la solidification du contenu de celles-ci, on enfonce un crochet dans la masse. Lorsque cette dernière s'est solidifiée, on l'enlève à l'aide d'une moufle pour la déposer dans des wagonnets et on la laisse refroidir pendant quelque temps, après quoi les mattes-régules sont séparées de la scorie. La durée de l'opération est de 8 heures. En 24 heures, on traite 9 tonnes de lit de fusion, avec une dépense en houille de 55 p. 100. On obtient une matte avec 60 à 65 p. 100 de fer et 14 p. 100 de soufre, ainsi qu'une scorie (singulosilicate avec 2 à 4 p. 100 de cuivre).

Aux usines du *Mansfeld*, la matte brute grillée dans des kilns et contenant environ 40 p. 100 de cuivre est fondue pour matte concentrée (*Spurstein*) avec une teneur en cuivre de 70 à 75 p. 100. La sole a 4^m,24 de longueur, elle est large de 1^m,15 au pont de chauffe, de 2^m,98 dans le milieu et 0^m,47 au rampant. Elle est faite en quartz et scorie brute frittés sur une couche de quartz tamisé de 200^{mm} environ d'épaisseur. Le pont de chauffe a une épaisseur de 0^m,94, le passage de la flamme a 157^{mm} de hauteur. La grille est carrée avec 1^m,20 de côté. Sur celle-ci est établie une grille en mâchefer. La cheminée a 35 mètres de hauteur. La charge est d'environ 3 tonnes de matte brute grillée, mêlée avec 100 à 120 kilogr. de quartz ou de minerai de cuivre riche en silice (*Sandersz* — minerai sablonneux — de Sangerhausen). Au bout de 5 heures à 5 heures 1/2, la charge est fondue. La fusion est favorisée par des brassages répétés. Quelque temps après (1/2 heure à 1 heure), la matte est percée. On la laisse d'abord s'écouler du chio par une gouttière en fer garnie d'argile, sur une plaque de fer, et dès que la scorie commence à couler avec elle, on reçoit les masses liquides dans 5 ou 6 marmites en fonte établies en terrasse les unes au-dessous des autres, au fond desquelles la matte se dépose. L'extraction des masses des marmites a lieu de la même manière qu'à Oker. En 24 heures, on passe 9 tonnes de matte grillée, avec une dépense en houille de 450 à 500 kilogr. par tonne de matte = 40 à 45 p. 100 du poids de la matte grillée.

Par un grillage plus intense de la matte en kilns, c'est-à-dire en répétant le grillage avec une partie de la matte, on produit aussi avec une partie de celle-ci du cuivre brut (dit *bottoms*, fonds cuivreux) et une matte concentrée avec 79 p. 100 de cuivre et une teneur élevée en argent. Tout l'or et une partie de l'argent passent alors dans les fonds cuivreux.

5. — TRAITEMENT DE LA MATTE DE CONCENTRATION AU FOUR A RÉVERBÈRE POUR CUIVRE BRUT.

Le traitement de la matte de concentration pour cuivre brut peut être effectué de deux manières différentes : avec grillage préalable de la matte de concentration ou sans grillage préalable de celle-ci. Le traitement sans grillage préalable est un procédé anglais typique (*roasting, rôtissage*), dans lequel l'oxydation d'une partie des sulfures métalliques nécessaire pour la réaction a lieu dans le four à réverbère de fusion.

Traitement de la matte de concentration pour cuivre brut avec grillage préalable.

Le grillage de la matte est effectué en fours à réverbère, en tas ou en stalles. Un grillage de la matte en fours à cuve, en vue de la préparation d'acide sulfurique avec les gaz dégagés, n'est plus guère praticable à cause de sa grande richesse en cuivre et de sa facile fusibilité qui en est la conséquence, et aussi à cause de sa faible teneur en soufre.

La fonte de la matte grillée a lieu dans les mêmes fours que ceux qui sont employés pour la fonte de concentration ou la fonte des minerais.

A *Oker*, la matte concentrée, renfermant 60 à 65 p. 100 de cuivre, 0,06 p. 100 d'argent, 9 p. 100 de fer et 14 p. 100 de soufre, est soumise à trois ou quatre grillages en tas successifs, par lesquels la teneur en soufre est abaissée à 4-5 p. 100. Un tas contient 90 à 100 tonnes de matte et exige 10 mètres cubes de bois en bûches. Le premier feu dure 3 semaines, le second 14 jours, le troisième 8 jours.

La charge pour la fusion s'élève à 4,5 t. de matte grillée, plus une certaine quantité (jusqu'à une 1/2 t.) de scorie de raffinage du cuivre. Au bout de 6 à 7 heures, la charge est fondue. Maintenant, on chauffe fortement pendant 2 heures et ensuite on écoule la première scorie. On chauffe ensuite de nouveau fortement et on écoule une seconde fois la scorie, après quoi on perce le cuivre brut. La durée de l'opération est de 13 heures. La dépense en combustible (houille) s'élève à 55-57 p. 100 du poids de la matte grillée. On obtient du cuivre noir (43-48 p. 100) avec 92 à 95 p. 100 de cuivre et 0,185 p. 100 d'argent, 2 à 3 p. 100 de matte concentrée, ainsi que de la scorie de premier jet avec 5 à 6 p. 100 de cuivre et de la scorie de second jet avec 20 à 25 p. 100 de ce métal.

A *Wallaroo (Australie du Sud)*, où la matte est grillée dans des cylindres rotatifs à marche continue, on ajoute à la matte grillée, lors de la fusion, une certaine quantité de matte brute et, outre le cuivre brut, on obtient, aussi une certaine quantité de matte riche en cuivre. A *Bischofshofen (pays de Salzbourg)*, on fondait aussi en fours à réverbère pour cuivre brut, avec de la matte crue, la matte concentrée grillée dans des fours à pelletage continu.

Traitement de la matte de concentration pour cuivre brut sans grillage préalable (*roasting, rôtissage*).

Le traitement de la matte de concentration en fours à réverbère sans grillage préalable, désigné en Angleterre sous le nom de *roasting — rôtissage*, est une opération propre au procédé gallois, qui consiste en oxydations et réductions en fours réverbère répétées plusieurs fois. En ramollissant très lentement la matte

et la fondant ensuite goutte à goutte au contact de l'air, on forme d'abord à ses dépens une certaine quantité d'oxydes du cuivre et on laisse agir ceux-ci, en élevant la température, sur le sulfure de cuivre non décomposé. Après avoir retiré la scorie qui s'est produite, on renouvelle l'oxydation en laissant refroidir les masses fondues au contact de l'air, après quoi, la chaleur étant augmentée et les entrées d'air fermées, on laisse de nouveau se produire la réaction des oxydes sur les sulfures métalliques.

En Angleterre, on soumet tout particulièrement à ce traitement le *white metal*, matte qui contient 5 à 10 pour 100 de fer et de petites quantités de zinc, d'étain, de cobalt, de nickel, d'antimoine et d'arsenic.

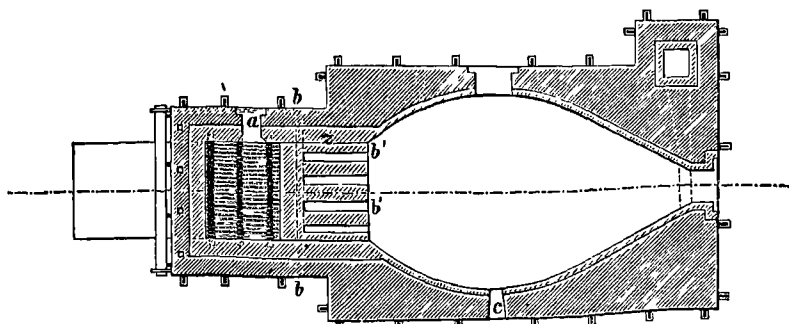


Fig. 106. — Four anglais de rôtissage avec pont de chauffe de Sheffield ; coupe horizontale.

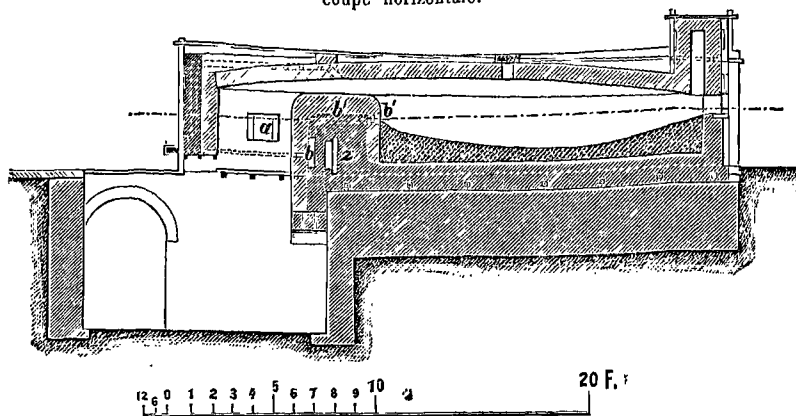


Fig. 107. — Four anglais de rôtissage; coupe longitudinale. (Echelle en pieds du Rhin.)

L'opération est effectuée en Angleterre dans des fours établis comme ceux en usage pour la fonte des minerais et qui sont munis d'un pont de chauffe creux de Sheffield. La disposition de ces fours avec leur pont de chauffe de Sheffield est représentée par les figures 106 et 107. *a* est la porte du foyer ; *x* le pont de chauffe. L'air pénètre dans ce dernier par le canal *b*, dans lequel il monte et arrive ensuite dans le four, après s'être échauffé, par les canaux *b'*, *b'*. Le trou de coulée *c* se trouve vis-à-vis d'une porte latérale, par laquelle la matte est chargée dans le four.

En Angleterre, on passe dans ce four 2,5 à 4 tonnes de matte, tandis que, en Amérique, on charge dans les grands fours jusqu'à 8 tonnes.

La matte est, en Angleterre, introduite dans le four en morceaux de 150 kilogr. environ par la porte latérale dont il a été question précédemment et elle y est disposée de façon que l'air puisse circuler entre les morceaux. On n'ajoute pas de fondants. La scorie se forme partie avec le sable adhérent aux morceaux de matte qui ont été coulés dans des moules en sable, partie avec le quartz de la sole.

La matte est chauffée lentement au contact de l'air jusqu'à ce qu'elle soit devenue molle et on la laisse pendant longtemps dans cet état. Elle est ensuite fondue tout doucement goutte à goutte. De cette façon, les sulfures métalliques sont en partie transformés en oxydes, qui pendant que la matte est à l'état pâteux, aussi bien que pendant sa fusion, exercent leur action décomposante sur les sulfures métalliques. Au bout de 6 à 8 heures, la matte est fondue. La réaction précédente se propage maintenant sur la sole et la masse fondue dégage des bulles d'acide sulfureux. Dès que la formation des bulles cesse, on retire la scorie qui s'est formée et, ouvrant la porte du foyer, on laisse la température s'abaisser. L'acide sulfureux, qui continue encore à se dégager, cherche à traverser la surface en voie de refroidissement des masses fondues et il la recouvre de renflements et d'éminences cratériiformes. La surface des masses qui se trouvent sur la sole est par ce fait considérablement agrandie et une grande surface pour l'oxydation du cuivre et des sulfures est ainsi offerte à l'air. Il se forme surtout du protoxyde de cuivre. Au bout d'un temps déterminé (4 à 5 heures), on provoque la réaction des oxydes sur les sulfures, en élevant la température jusqu'à la fusion. Le protoxyde de cuivre est dissous par le cuivre déjà formé et disséminé dans toute la masse, où, avec le sulfure de cuivre encore présent, il se transforme en cuivre et acide sulfureux. Au bout de 18 à 20 heures (à partir du chargement de la matte), on donne un fort coup de feu, après avoir fermé les portes et les entrées d'air du pont de chauffe, afin de terminer la réaction, de produire une scorification complète des oxydes encore présents et de provoquer la séparation du cuivre d'avec la scorie. On écoule ensuite celle-ci et l'on perce le cuivre brut dans des moules en sable.

La durée de l'opération, avec 3 ou 4 tonnes de charge, est de 2½ heures. Avec de grosses charges de 8 tonnes de *white metal*, elle exigerait deux fois plus de temps. La quantité de houille consommée s'élève à 60 p. 100 du poids de la matte.

Avec le *white metal* anglais, on obtient généralement en moyenne 60 p. 100 de cuivre brut et 8,7 p. 100 de scorie riche.

Le cuivre brut est fréquemment rempli de cavités et c'est pour cela qu'en Angleterre on lui donne le nom *blister copper* — *cuivre ampoulé*. Sa composition ressort des analyses suivantes, dues à *Le Play* :

	1.	2.	3.
Cuivre.	97,5	98,0	98,5
Fer	0,7	0,5	0,8
Soufre.	0,2	0,3	0,1
Etain et antimoine. . .	1,0	0,7	—
Oxygène et perte. . . .	0,6	0,5	0,6

La scorie est vésiculeuse et contient 20 à 40 p. 100 de cuivre. Elle a, d'après *Le Play*, la composition suivante :

Acide silicique	47,5	p. 100
Protoxyde de fer	28,0	»
Protoxyde de cuivre	16,9	»
Alumine	3,0	»
Protoxydes de nickel, de cobalt, de manganèse.	0,9	»
Protoxyde d'étain	0,3	»
Cuivre métallique.	2,0	»

Souvent, elle contient aussi du sulfure de fer.

On l'ajoute lors du traitement des mattes.

Procédé anglais avec multiplication des opérations de concentration.

(*Procédé gallois.*)

Ce procédé est surtout appliqué aux environs de Swansea, dans le Pays de Galles.

Les minerais sont d'abord grillés et ensuite, comme il a déjà été exposé précédemment, fondus pour matte brute à 30-35 p. 100 de cuivre, dite *coarse metal*.

Le mode de traitement de cette matte dépend de la pureté de celle-ci, de la qualité du cuivre que le fondeur désire préparer suivant les exigences du commerce, et de la quantité et de l'espèce des fondants que l'on a à sa disposition sous forme de minerais oxydés (carbonates de cuivre, cuivre panaché) et de produits métallurgiques (mattes grillées, scories cuprifères). En variant la quantité des fondants oxydés, ainsi que le degré du grillage, on est à même, dans les opérations de concentration, de provoquer aussi bien la formation de mattes riches en cuivre et pauvres en soufre que la séparation d'une certaine partie du cuivre brut. Comme ce cuivre brut (dit *bottoms* — *fonds cuivreux*) absorbe l'étain, l'arsenic et l'antimoine de la matte, on cherche dans la préparation de cuivres purs avec des mattes impures à produire du cuivre brut impur et des mattes pures, qui fournissent ensuite la matière pour l'obtention de cuivres purs, tandis qu'avec les fonds cuivreux — les *bottoms* — on prépare du cuivre de moindre qualité.

Avec des mattes brutes pures, on prépare des mattes de concentration, qui sont traitées directement pour cuivre brut. Avec des mattes impures, les opérations de concentration sont au contraire répétées une ou plusieurs fois, en séparant, si c'est nécessaire, une partie du cuivre à l'état de *bottoms*.

La concentration des mattes consiste soit en un grillage de celles-ci dans les appareils décrits précédemment et en une fusion subséquente avec ou sans fondants oxydés dans les fours à réverbère dont il a déjà été question, soit en un grillage et une fonte combinés dans les fours à réverbère de fusion. Ce procédé, désigné en Angleterre sous le nom de *roasting* — *rôtissage*, consiste à chauffer lentement au contact de l'air la matte chargée dans le four sous forme de gros morceaux et à une température qui l'amène jusqu'à l'état pâteux, après quoi les masses sont fondues. Dans la première période, qui exige les 9/10 de la durée totale de l'opération, a lieu l'oxydation partielle des sulfures métalliques et l'élimination également partielle de l'antimoine et de l'arsenic, et dans la seconde se produit la réaction des oxydes sur les sulfures indécomposés et la formation de la matte concentrée et de la scorie. Ce mode opératoire est très lent et, excepté dans le procédé gallois proprement dit, il n'est appliqué que rarement.

Le traitement des mattes concentrées pour cuivre brut a lieu également par un

grillage et une fusion combinés dans des fours à réverbère, opération qui est aussi nommée *roasting*, en Angleterre. Ce travail a déjà été décrit à propos du procédé anglais dans sa forme simple.

Les scories riches en cuivre, qui se forment dans les opérations de concentration, sont fondues avec des minerais de cuivre siliceux dans des fours à réverbère et elles fournissent différentes sortes de mattes riches en cuivre et une certaine quantité de cuivre brut (*bottoms, fonds cuivreux*). Si les minerais de cuivre ajoutés renferment de l'étain, on obtient, outre les mattes et les fonds cuivreux, un alliage de cuivre et d'étain qui se dépose entre les fonds cuivreux et la matte ; cet alliage, qui est désigné en Angleterre sous le nom de *hard-metal* — *métal dur*, trouve emploi dans l'industrie.

Les fonds cuivreux, absorbent aussi, outre de l'étain, de l'antimoine et de l'arsenic, tout l'or ainsi qu'une partie de l'argent de la matte, et, si la quantité d'or qu'ils renferment est suffisante pour couvrir les frais d'extraction, ils sont traités pour ce métal. Traités pour cuivre, ils ne fournissent que des sortes inférieures.

Voici maintenant les principaux modes de traitement de la matte brute.

1. a. Grillage de la matte brute.

b. Fonte de la matte brute pour matte blanche ordinaire (*white metal*).

c. Rôtissage de la matte blanche ordinaire pour cuivre brut.

Ce procédé est appliqué lorsqu'on doit produire du cuivre de qualité ordinaire. La matte brute grillée est fondue avec une quantité de fondants oxydés telle qu'il en résulte une matte à 75 p. 100 environ de cuivre. Du reste, ce procédé correspond au procédé anglais dans sa forme simple, décrit précédemment. Si l'on doit produire du cuivre de meilleure qualité, dit *tough-copper* — cuivre malléable on provoque, en ajoutant plus de minerais oxydés, la formation d'une certaine quantité de cuivre brut (*bottoms*).

2. a. Grillage de la matte brute.

b. Fonte de la matte brute pour *matte vésiculeuse* (*pimpled metal*).

c. Rôtissage de la matte vésiculeuse pour cuivre brut.

Ce procédé est employé lorsqu'on veut obtenir du cuivre brut assez rapidement avec une matte brute pure. Dans ce cas, on charge la matte brute grillée avec une quantité de fondants oxydés encore plus grande que pour son traitement pour matte blanche ordinaire (*white metal*).

La matte vésiculeuse est, comme son nom l'indique, remplie de bulles et elle contient toujours des dépôts de cuivre métallique. Sa teneur en cuivre s'élève à 78 p. 100. Si, par suite d'une addition plus grande de fondants oxydés ou d'un grillage plus intense, elle est encore plus riche en cuivre, si elle contient de plus grandes quantités de cuivre séparé, elle porte le nom de *close regulus* — *matte serrée*.

D'après *Napier*, la matte vésiculeuse offre en moyenne la composition suivante :

Cuivre.	78 p. 100
Soufre.	18 »
Fer	2 »
Scorie.	2 »

La scorie correspondante contient en moyenne, d'après *Napier* :

Acide silicique. . . .	60,4 p. 100
Protoxyde de fer. . .	36,1 »
Cuivre.	3,5 »

3. a. Grillage de la matte brute.
- b. Fonte de la matte brute pour *matte bleue* (*blue metal*).
- c. Rôtissage de la matte bleue pour matte blanche extra.
- d. Rôtissage de la matte blanche extra pour cuivre brut.

Ce procédé est employé lorsqu'on veut préparer des cuivres de bonne qualité (*best selected copper*). La matte bleue (*blue metal*), pour laquelle la matte brute est d'abord traitée, contient en moyenne 55 p. 100 de cuivre. Pour la préparer, la matte brute est soit grillée faiblement, soit simplement chargée avec de petites quantités de minerais ou de produits métallurgiques oxydés.

La matte bleue (qui possède une couleur bronzée, mais présente sur sa cassure une coloration bleue lorsqu'elle est brisée encore chaude) a, d'après *Le Play*, la composition suivante :

Cuivre	56,7
Fer.	16,3
Nickel et traces de manganèse . . .	1,6
Etain et traces d'arsenic.	1,2
Soufre	23,0
Scorie.	0,5

La matte bleue contient du cuivre métallique disséminé dans sa masse, ce qui n'est pas le cas pour la matte blanche. Ce métal est contenu dans les espaces bulleux où il forme des fibres plus ou moins ténues ou des fils ou bien des masses pulvériformes cohérentes et il porte le nom de *mousse de cuivre*. Il offre la composition suivante, d'après les analyses de *Le Play* et de *Napier* :

	Le Play.	Napier	Napier
Cuivre	98,2	98,5	99,0
Fer.	0,4	traces	traces
Nickel	0,6	—	—
Soufre	—	0,4	0,4
Etain, antimoine	—	1,0	0,5
Sable et charbon.	traces	—	—

La mousse de cuivre se forme comme il a été dit précédemment à propos de la matte mince. D'après les recherches récentes (1893) de *Hampe*, la mousse de cuivre peut se former de la manière suivante : le sous-sulfure de cuivre, à une température dépassant son point de fusion, dissout du cuivre et par le refroidissement le cuivre s'en sépare. La séparation a lieu sous forme de régule, si le refroidissement est lent, et au contraire sous forme de mousse, s'il est rapide.

La scorie est la même que celle qui accompagne la formation de la matte blanche et elle est employée comme fondant lors de la fusion des minerais et dans les différents traitements des mattes.

Dans quelques usines, la matte brute n'est pas grillée avant la fonte, mais traitée directement pour matte bleue par rôtissage (usine de Clom Avon). Dans ce cas, la matte brute est chargée dans les fours à réverbère en pains de 150 kilogr., elle y est chauffée pendant 4 heures 1/2, jusqu'à ce qu'elle soit arrivée à l'état pâteux, et ensuite fondue pendant 3/4 d'heure à une plus haute température.

La matte bleue est soumise au *rôtissage* mentionné précédemment.

Elle est introduite dans le four en pains de 150 kilogr. La quantité de la charge s'élève à 1600 kilogr. On grille à une température aussi basse que possible jusqu'à ce que la matte soit devenue pâteuse, on chauffe ensuite jusqu'à fusion, afin de provoquer la réaction, on retire la scorie, on recommence le grillage, si c'est

nécessaire, en laissant refroidir les masses à la surface et l'on provoque de nouveau la réaction en élevant la température. Enfin, on retire de nouveau la scorie et l'on perce la matte dans des moules en sable.

On traite 2 charges en 24 heures.

La *matte blanche extra* ainsi obtenue contient 77 p. 100 de cuivre. Les scories sont riches en cuivre. La majeure partie de celles-ci est soumise au traitement (fonte des scories) dont il sera question plus loin.

Le rôtissage de la matte blanche extra pour cuivre brut se fait comme il a déjà été expliqué précédemment, à propos du procédé anglais dans sa forme simple.

4. a. Grillage de la matte brute.
- b. Fonte de la matte brute pour matte bleue.
- c. Rôtissage de la matte bleue pour matte blanche extra.
- d. Rôtissage de la matte blanche extra pour *métal fin* (*fine metal*).
- e. Rôtissage du métal fin pour cuivre brut.

Ce procédé est employé lorsqu'on doit préparer des cuivres de bonne qualité. Jusqu'à la préparation de la matte blanche extra, il est conduit comme le précédent.

La matte blanche extra est soumise au rôtissage avec deux sortes de mattes qui se produisent lors de la fonte des scories riches avec de la pyrite de cuivre : la matte de scorie blanche et la matte de scorie rouge.

Les mattes de scories rouge et blanche ne forment que $\frac{1}{5}$ de la charge totale. Cette dernière s'élève à 1,482 t. Les mattes ne contenant qu'une faible quantité de soufre, la durée de l'opération n'est que de 3 heures $\frac{3}{4}$, dont 2 heures $\frac{1}{4}$ pour le grillage. On obtient dans ce procédé, par suite de la teneur élevée de la scorie en oxydure de cuivre, une séparation partielle de cuivre brut (*bottoms*). 100 parties de charge donnent 64 parties de *fine metal* avec 81 p. 100 de cuivre, 10 parties de fonds cuivreux (*bottoms*) avec 92 à 93 p. 100 de cuivre, et 11 à 12 parties de scories avec 11 p. 100 de cuivre.

Le *fine metal* (*métal fin*) est soumis au rôtissage pour cuivre brut.

5. a. Fonte des scories cuprifères pour mattes de scories rouge et blanche.
- b. Rôtissage des mattes de scories rouge et blanche avec de la matte blanche extra pour métal fin.
- c. Rôtissage du métal fin pour cuivre brut.

Les scories de la préparation de la matte blanche, de la matte blanche extra et du métal fin sont fondues ensemble pour matte et fonds cuivreux (*bottoms*) avec du cuivre pyriteux quartzueux et un peu de menu de houille. On obtient soit une matte blanche très pure, soit, avec des lits de fusion riches en soufre, une matte — la *matte rouge* — ayant une composition analogue à celle de la matte bleue. Si les minerais ou les mattes renferment de l'étain, on obtient sur les fonds cuivreux un alliage blanc et cassant de cuivre et d'étain, dit *métal dur* (*hard metal*). La charge s'élève à 2 tonnes environ. Elle est traitée en 3 heures $\frac{3}{4}$. La matte blanche contient 74 à 75 p. 100 de cuivre, la matte rouge environ 62 p. 100.

Le métal dur renferme 66 p. 100 de cuivre et 28 p. 100 d'étain. C'est un article de commerce. Les scories de cette opération sont rejetées.

Les mattes rouge et blanche sont, comme il a été dit précédemment, soumises ensemble au rôtissage pour métal fin avec la matte blanche extra. Le métal fin est traité par rôtissage pour cuivre brut.

Traitement des fonds cuivreux.

Les *fonds cuivreux* (*bottoms*), qui prennent naissance dans les différentes opérations de concentration, renferment les impuretés des mattes — arsenic, antimoine, étain, nickel, cobalt — lesquelles seraient restées dans celles-ci, si les fonds cuivreux n'avaient pas été produits.

Comme on l'a déjà dit, on provoque la formation de ces derniers, afin d'obtenir des mattes pures pour la préparation de cuivres de bonne qualité. Ces mattes pures sont désignées sous le nom de *spongy regulus* (*matte spongieuse*).

La composition des fonds cuivreux est mise en évidence par les analyses suivantes :

	Napier.	Le Play.
Cuivre	74,6	86,5
Etain	13,8	3,2
Antimoine	4,5	0,7
Plomb	0,8	1,8
Fer.	2,5	6,9
Soufre	3,9	—

Les fonds cuivreux sont ajoutés aux mattes dans certaines proportions lors du rôlissage pour cuivre brut, ou bien ils sont traités seuls pour cuivre brut par rôlissage en fours à réverbère. Le cuivre brut est transformé par raffinage en cuivres de qualité inférieure, qui sont livrés au commerce en lingots, sous le nom de *cake copper* — *cuivre en pains* ou *en galettes* — ou en plaques, sous celui de *tile copper* — *cuivre en tuile* (parce qu'il a été coulé dans de petits moules rectangulaires en forme de tuile — *tile*).

Dans ces derniers temps, *Gilchrist*, l'inventeur du revêtement basique des convertisseurs Bessemer, a essayé d'employer aussi ce revêtement pour le rôlissage des fonds cuivreux. Les résultats de la substitution d'une sole basique à la sole en quartz ont paru satisfaisants et ont engagé une usine anglaise à remplacer toutes ses soles en quartz par des soles basiques. Ces dernières se composent d'une matière basique (dolomite calcinée), gâchée avec du goudron, dont plusieurs couches sont appliquées l'une après l'autre et fixées par cuisson dans les fours à réverbère. Les avantages de la sole basique consistent en ce que, lors du traitement des *bottoms*, il se scorifie beaucoup moins de cuivre qu'avec une sole en quartz, et en outre avec des fonds cuivreux arsénicaux la sole basique dure beaucoup plus longtemps que la sole en quartz. La fonte oxydante des *bottoms* en vue de l'élimination de leurs impuretés et surtout de l'arsenic demande un temps très-long. Pendant cette opération, une grande quantité de cuivre est oxydée, et, d'un autre côté, la sole est fortement attaquée. Avec les soles en quartz, le cuivre oxydé est scorifié, ce qui, d'après les recherches de *Gilchrist*, n'a lieu que dans une faible proportion avec les soles basiques. Avec ces dernières, non seulement il se forme une plus petite quantité de scorie, mais encore celle-ci est plus pauvre en cuivre. Dans les expériences effectuées par *Gilchrist*, la quantité des scories produites sur les soles basiques était, en effet, égale seulement à la moitié de celles qui se formaient sur les soles acides, les charges de *bottoms* étant les mêmes, et elles ne contenaient que 25 p. 100 de cuivre, tandis que les scories des soles acides en renfermaient 55 p. 100.

En outre, avec les soles en quartz, dès que l'on traite des *bottoms* arsénicaux, par suite du temps extrêmement long qu'exige l'élimination de l'arsenic, la sole

ne tarde pas à être endommagée, ce qui oblige à renouveler fréquemment son revêtement. Avec les soles basiques cet inconvénient ne se produit pas.

Si les fonds cuivreux contiennent de l'or ou de l'argent, on les traite pour ces métaux par voie humide ou par électrolyse.

Exemples du procédé anglais.

Le procédé anglais dans toutes les modifications qui viennent d'être exposées est employé par les usines du Sud du Pays de Galles, principalement dans les environs de Swansea, ainsi qu'à Saint-Helens, près Liverpool. Les plus grandes usines anglaises sont celles de *Vivian*, près Swansea, lesquelles sont comprises sous la dénomination d'usines d'Haford. Dans les usines anglaises, on traite surtout des minerais exotiques et des mattes cuivreuses provenant de l'Amérique du Sud (Chili), de Cuba, de l'Italie, de l'Espagne, de l'Afrique et de l'Australie. Depuis que l'on traite au Chili même une grande partie des minerais qui y sont extraits, la production de ces usines a considérablement diminué. Le procédé anglais n'est pas seulement usité au Chili, on l'emploie aussi en Australie et dans l'Amérique du Nord, ainsi qu'en Laponie. En Allemagne, il était autrefois usité dans l'usine à cuivre de l'Elbe, près Hambourg, dans celle d'Aggerthal, près Duisburg, et à Dillenburg. Il est encore employé dans l'usine Tubalkaïn, près Remagen sur le Rhin.

Aux usines du *Chili* (Guayacan, Panucillo, Carrisal, Lota), les minerais sont grillés et ensuite fondus pour matte à 50 p. 100 de cuivre, laquelle est soumise au rôtissage pour cuivre brut. Ce dernier tient 95 à 96 p. 100 de cuivre et est raffiné.

Dans l'usine de *Wallaroo* (*Australie du Sud*), les minerais avec 18 p. 100 de cuivre sont grillés à 5 p. 100 de soufre environ dans des cylindres rotatifs à marche continue et ensuite fondus pour matte brute à 50 p. 100 de cuivre avec des minerais en roche pauvres en soufre grillés en stalles. (En 24 heures, on fond 12 tonnes de lit de fusion.) La matte brute est grillée en partie dans des cylindres rotatifs et ensuite fondue, avec de la matte brute non grillée, pour cuivre brut, qui est raffiné.

Dans cette même usine, on fond aussi pour matte dans les grands fours à réverbère décrits précédemment (qui traitent en 24 heures 25 tonnes de lit de fusion) des minerais d'or et d'argent avec des minerais de cuivre, qui ont été préalablement grillés dans des cylindres rotatifs. La matte obtenue est en partie grillée dans des cylindres rotatifs et ensuite fondue pour bottoms et une matte riche en cuivre. Les bottoms devaient (au moment de la présence de l'auteur à Wallaroo, ce procédé n'était pas encore en activité) être traités par électrolyse, tandis que la matte riche en cuivre devait d'abord être désargentée par la méthode de ZieFvogel (voyez Argent) et ensuite traitée pour cuivre (par réduction des oxydes et raffinage).

Aux usines d'*Argo* (*Colorado*), on traite des minerais de cuivre, d'argent et d'or.

Les minerais sont grillés dans un four O'Harra et ensuite fondus pour matte de cuivre argentifère, à 40 p. 100 de cuivre et 300 onces d'argent par tonne, dans de grands fours de fusion, où 30 tonnes sont passées par jour. Cette matte est grillée dans un four à pelletage continu et ensuite fondue pour matte de concentration tenant 60 p. 100 de cuivre. Cette dernière est désargentée d'après la méthode de Ziervogel. (Elle est d'abord soumise, après avoir été

granulée, à un grillage préliminaire en four à réverbère, puis pulvérisée et soumise au grillage définitif, après quoi le sulfate d'argent formé est dissous par lixiviation à l'eau bouillante.) La matte, composée essentiellement d'oxyde de cuivre et d'une petite quantité de peroxyde de fer, dépouillée en partie de son argent, est fondue pour matte et bottoms avec des minerais d'or pyriteux cuprifères. La matte est également soumise à la désargentation par le procédé Ziervogel. Si elle ne renferme pas d'or, elle est traitée pour cuivre par réduction et raffinage, mais si elle retient encore de grandes quantités d'or, elle est vendue à des usines, qui, en la traitant par l'acide sulfurique, préparent du sulfate de cuivre et traitent les résidus pour or et argent.

Les bottoms sont purifiés par voie sèche et l'or y est concentré et finalement séparé par voie humide.

Le procédé anglais est également en usage dans l'*Etat de Montana*. A *Anacón*da et aux usines *Parrot*, près *Butte City*, les opérations de concentration ont toutefois été remplacées par le procédé au convertisseur.

A l'*usine Tubalkain*, près *Remagen* (Prusse rhénane), les minerais avec 8 à 10 p. 100 de cuivre sont traités pour matte brute par quantités de 1 à 1,5 t.; la matte brute est grillée en four à réverbère et ensuite fondue, par quantités de 1,2 t., pour une matte concentrée à 80 p. 100 de cuivre, qui est soumise au rôtissage pour cuivre brut par quantités de 1,7 t.

Extraction du cuivre par le procédé anglo-allemand.

Les procédés allemand et anglais sont dans un grand nombre d'usines combinés de telle sorte que la fonte des minerais grillés est effectuée en fours à cuve, tandis que la concentration de la matte a lieu en fours à réverbère et que le traitement pour cuivre brut est fait soit en fours à cuve, soit en fours à réverbère.

Ainsi, en *Angleterre*, le procédé anglais, à cause du traitement moins coûteux des minerais en fours à cuve et de la production dans ces fours de scories plus pauvres que l'on peut rejeter, est modifié de telle sorte que la fusion des minerais a lieu dans des fours à cuve.

La modification qu'en *Allemagne* et en *Autriche* on fait subir au procédé allemand consiste, au contraire, en ce que, dans un grand nombre d'usines, la concentration de la matte et aussi le traitement pour cuivre brut sont effectués dans des fours à réverbère. Cette modification est appliquée aussi bien à des minerais impurs sans argent qu'à des minerais argentifères. La concentration en fours à réverbère (parce qu'ici le charbon ne joue pas le rôle d'agent réducteur) fournit des mattes plus pures que la même opération en fours à cuve, comme celles qui sont exigées aussi bien pour la production de cuivre pur que pour un grand nombre de méthodes d'extraction de l'argent de la matte de cuivre. En outre, si les mattes renferment de l'or, il est beaucoup plus facile, par le procédé au four à cuve, lors des opérations de concentration, de rassembler ce métal dans les fonds cuivreux (bottoms).

Le procédé anglo-allemand est employé dans le *Mansfeld*, à *Oker*, à *Brixlegg* (*Tyrol*), à *Bischofshofen* (*Pays de Salzbourg*).

Aux usines de la *Société du Mansfeld*, on traite les schistes cuprifères, désignés en *Allemagne* sous le nom de *Kupferschiefer*. Ce sont des schistes bitumineux avec 1,8 à 3,7 p. 100 de cuivre sous forme de minerais sulfurés (cuivre panaché, cuivre pyriteux, cuivre sulfuré vitreux) et une faible teneur en argent, égale à

0,53-0,63 p. 100 du cuivre métallique contenu dans les schistes. D'après *Berthier*, ceux-ci renferment en outre 40 p. 100 d'acide silicique, 10,7 p. 100 d'alumine, 5 p. 100 de peroxyde de fer, 19,5 p. 100 de carbonate de calcium, 2 p. 100 de carbonate de potassium et 10,3 p. d'eau et de bitume. Afin déliminer le *bitume* (et l'eau), les schistes sont brûlés en tas et ensuite fondus pour une matte brute à 30-40 p. 100 de cuivre, dans les hauts-fourneaux décrits précédemment. La matte brute est grillée dans des kilns et ensuite traitée en fours à réverbère pour une matte concentrée avec 72-76 p. 100 de cuivre et 0,45-0,48 p. 100 d'argent en moyenne. La matte concentrée est, d'après la méthode de *Ziervogel*, grillée en fours à réverbère et dépouillée par lixiviation du sulfate d'argent qui s'est formé pendant le grillage. Le résidu de la lixiviation, qui se compose de bioxyde de cuivre et d'une petite quantité de peroxyde de fer, est mélangé avec du charbon, puis réduit en fours à réverbère et raffiné directement.

Les tas pour l'élimination du bitume des schistes par combustion ont déjà été décrits à propos du procédé allemand (p. 33).

Lors de la fonte dans les nouveaux fours ronds du Mansfeld, décrits précédemment, on ajoute pour 850 kilogr. de schistes calcinés 300 kilogr. d'une roche calcaire sans bitume, désignée sous le nom de *Dachberge* (et contenant une petite quantité de cuivre et d'argent), 50 kilogr. de scories cuprifères et 50 kilogr. de crasses. Suivant la pression du vent, qui oscille entre 73 et 110^{mm} de mercure, et la grandeur du plan des tuyères, on passe dans un four, en 24 heures, jusqu'à 165 tonnes de schistes cuivreux. La consommation de coke s'élève à 16 p. 100 du poids du schiste. Une partie des gaz du gueulard est employée pour le chauffage du vent (à 200°) dans des réchauffeurs en fer, une autre partie sert pour chauffer les chaudières. La matte renferme 36 à 40 p. 100 de cuivre et 0,18 p. 100 d'argent. La scorie contient 0,2 à 0,3 p. 100 de cuivre ; elle est employée dans les constructions. C'est un mélange de bisilicate et de trisilicate et elle contient pour 100 : 48 SiO₂, 15 Al₂O₃, 20 CaO, 5 MgO et 5 FeO. Les campagnes durent de 9 mois à 2 ans. Par suite de l'emploi de vent chauffé et de la forme du four, du fer est réduit dans le creuset de ce dernier, et l'on perce de temps en temps ce métal par un trou de coulée ménagé au fond du creuset. Ce fer, qui renferme du nickel, est vendu aux usines à nickel. Les fumées des fours contiennent environ 14 p. 100 de plomb. Elles sont mélangées avec du schiste pulvéulent (*Schieferkläre*) et moulées en briquettes, puis calcinées avec les schistes et enfin fondues en fours à cuves pour plomb avec 0,3 à 0,4 p. 100 d'argent.

La matte brute est grillée dans des kilns, dans lesquels on passe en 24 heures 1,26 t. Les gaz qui se dégagent dans cette opération sont traités pour acide sulfurique dans des chambres de plomb (Kupferkammerhütte, Eckarthütte).

La matte grillée est traitée pour matte concentrée par quantités de 3-3,33 t., mélangées avec 100 à 120 kilogr. de quartz ou de minerais de cuivre riches en silice ; l'opération est effectuée, comme il a été dit p. 128, dans des fours à réverbère avec grille en mâchefer. On passe en 24 heures 9 tonnes de matte grillée, avec une consommation de houille égale à 45-50 p. 100. La matte concentrée renferme p. 100 : 70-75 de cuivre, 0,40-0,50 d'argent, 3-4 de fer, 1,8-2,1 de plomb, 1,3-3,3 de zinc, 0,6-0,9 de nickel et de cobalt et 20-22 de soufre.

Les scories renferment 34,8 à 35,7 p. 100 d'acide silicique et, comme elles contiennent du cuivre, elles sont ajoutées à la fonte des schistes cuprifères.

En grillant plus fortement la matte (ou en en passant à plusieurs reprises une

partie dans les kilns), on provoque aussi lors de sa fonte la formation de fonds cuivreux. Ceux-ci renferment l'or de la matte, 0,93 p. 100 d'argent et 97 p. 100 de cuivre. Ils sont soumis à l'électrolyse. La matte concentrée est, comme il a été déjà dit, désargentée par la méthode de Ziervogel et ensuite réduite et raffinée (voy. Raffinage du cuivre brut).

A Oker, on traite les minerais de cuivre du Rammelsberg, près Goslar. Ce sont des mélanges de cuivre pyriteux, de pyrite de fer, de blende, de galène, de spath pesant et d'autres gangues. On en distingue quatre sortes : les première (I), seconde (II), troisième (III) sortes et les minerais dit mixtes, qui se distinguent par leur teneur en plomb relativement élevée (8 à 9 p. 100).

Ces minerais offrent la composition moyenne suivante :

	I.	II.	III.	Minerais mixtes.
Argent	0,016	0,008	0,006	0,016
Cuivre	17,190	0,140	4,490	4,780
Plomb	4,190	2,360	1,320	8,840
Zinc	11,670	5,800	4,280	21,250
Fer.	23,390	32,210	35,550	12,550
Soufre	31,880	37,860	39,320	24,110
Résidu	6,190	5,100	4,780	19,190

La quantité d'or qu'ils renferment s'élève à 0,5-1 gramme par tonne (0,00005 à 0,0001 p. 100).

Les minerais riches en morceaux (sorte I), sont fondus à l'état cru, parce que la chaleur les fait décréper et qu'ils ne peuvent pas être grillés en fours à cuve, en tas ou en stalles. Les autres sortes sont grillées en fours à cuve, afin que l'on puisse traiter pour acide sulfurique les gaz dégagés. Les sortes II et III sont grillées jusqu'à 5 à 8 p. 100 de soufre dans des brûleurs à pyrites et dans les kilns. On grille les minerais mixtes d'abord dans des kilns jusqu'à abaissement de leur teneur en soufre à 10-12 p. 100, et ensuite deux fois en tas, de façon à réduire celle-ci à 5-6 p. 100. Tous les schlichs sont maintenant grillés dans des fours à mouffles d'Hasenclever jusqu'à 3-4 p. 100 de soufre, et les gaz dégagés sont employés à la fabrication de l'acide sulfurique.

Les minerais grillés, à l'exception des minerais mixtes, qui à cause de leur teneur en plomb exigent un traitement particulier, sont fondus pour matte à 30-40 p. 100 de cuivre dans les fours à cuve à cinq tuyères décrits précédemment (p. 89). La matte est grillée en kilns (fours à cuve) et ensuite fondue en fours à réverbère pour matte concentrée avec 62 à 65 p. 100 de cuivre et 0,06 p. 100 d'argent. La matte concentrée est grillée trois fois en tas et ensuite fondue pour cuivre brut (cuivre noir) en fours à réverbère. Ce dernier est en partie soumis à l'électrolyse après raffinage préalable, en partie traité par voie humide (à l'aide d'acide sulfurique concentré), également après raffinage jusqu'à un certain degré, pour sulfate de cuivre et résidus argentifères; ces derniers sont traités pour plomb argentifère (plomb d'œuvre) avec des minerais plumbeux.

Les *minerais mixtes* grillés sont fondus, dans les mêmes fours à cuve que les minerais de cuivre grillés, pour plomb d'œuvre et une matte brute, nommée à Oker *matte plumbeuse* — *Bleistein*, et contenant 16 à 20 p. 100 de cuivre, 4 à 5 p. 100 de plomb et 0,02 p. 100 d'argent. Cette matte plumbeuse est grillée dans des kilns (fours à cuve) jusqu'à 6 à 7 p. 100 de soufre et ensuite fondue dans des fours à cuve pour matte cuivreuse avec 20 à 40 p. 100 de cuivre et 0,06 p. 100

d'argent, dite *Bleistein-Rohstein* (matte brute de matte plombreuse), et un speiss avec 40 à 50 p. 100 de cuivre et 0,2 à 0,3 p. 100 d'argent, dit *Bleistein-Königskupfer* (régule cuivreux de matte plombreuse).

La matte brute de matte plombreuse est traitée de la même manière que la matte provenant de la fonte des minerais de cuivre; elle est grillée dans des kilns avec cette dernière, puis fondue pour matte concentrée en fours à réverbère, etc.

Le speiss est soumis dans un four à réverbère de fusion (four d'affinage — *Splaissofen*) à une fonte oxydante (affinage) pour plomb d'œuvre, cuivre brut avec 97 p. 100 de cuivre et scorie d'affinage. Le cuivre est granulé et traité par l'acide sulfurique étendu pour sulfate de cuivre et résidu argentifère.

La scorie d'affinage est fondue, en fours à cuve, avec des minerais de cuivre bruts, pour plomb d'œuvre, matte cuivreuse et speiss. La matte cuivreuse rentre dans le traitement pour cuivre.

Les brûleurs à pyrite ont été décrits page 40, les kilns page 45 et les fours Hasenclever page 50. En 24 heures, on passe, avec une dépense en charbon de 27 p. 100, dans un brûleur à pyrites, 500 kilogrammes de minerai, dans un kiln 1 à 2 tonnes et dans un four Hasenclever 4 tonnes.

Les fours à cuve pour la fonte des minerais de cuivre et des minerais mixtes ont été décrits et figurés précédemment (p. 88).

Pour la fonte des minerais de cuivre, le lit de fusion est composé comme il suit :

Minerais de cuivre grillés des sortes II et III.	4,00 tonnes.
Schlichs cuivreux.	1,00 »
Scorie de concentration.	1,25 »
Scorie de minerais de cuivre (de la même opération).	1,75 »

En 24 heures, on passe, sous une pression de vent de 35^{mm} de mercure, 10 à 11 tonnes de minerai, avec une dépense en coke de 28 à 30 p. 100 du poids de ce dernier.

Pour la fonte des minerais mixtes, le lit de fusion offrait, par exemple, la composition suivante :

Minerais mixtes grillés	3,25 tonnes.
Schlichs.	1,00 »
Minerais pyriteux grillés	0,75 »
Kniest (schiste argileux avec cuivre pyriteux).	0,75 »
Scorie de concentration	1,25 »
Scorie de minerais de cuivre	2,75 »

Sous une pression de vent de 35^{mm} de mercure, on passait en 24 heures 20 tonnes de lit de fusion ou 11,25 t. de minerai, avec une dépense en coke égale à 33 p. 100 du poids du minerai ou à 20 p. 100 de celui du lit de fusion.

La matte plombreuse de la fonte des minerais mixtes est grillée jusqu'à 6-7 p. 100 de soufre dans des kilns de 4^m de hauteur, de 2^m,30 de longueur et de 1^m,20 de largeur (les anciens kilns sont hauts de 4^m, larges de 1^m,40 et longs de 2^m,45) et ensuite fondue pour les matte cuivreuse *Bleistein-Rohstein* et speiss (*Bleistein-Königskupfer*) mentionnés précédemment, opération qui est effectuée dans les anciens fours de 4^m de hauteur à section trapézoïde, avec 5 p. 100 de kniest (schiste argileux avec cuivre pyriteux) et 10 p. 100 de scorie de minerai.

La matte cuivreuse *Bleistein-Rohstein* est grillée dans les kilns précédents avec la matte brute et la matte de la fonte des scories d'affinage (on mélange 50 parties de matte brute avec 25 parties de *Bleistein-Rohstein* et 25 parties de matte

de scorie d'affinage). A 100 parties de matte brute on ajoute 20 à 30 parties de matte grillée. En 12 heures, on grille à 9 p. 100 de soufre 3 tonnes de matte (grillée et non grillée).

La matte grillée est fondue pour matte de concentration dans les fours à réverbère décrits précédemment (p. 118).

Le lit de fusion, qui se compose de 2,50 t. de matte grillée, de 0,25 t. de matte non grillée et de 0,25 de kniest, est traité en 8 heures avec une dépense en charbon de 55 p. 100. On passe, en 24 heures, 9 tonnes de lit de fusion. La scorie contient 2 à 3 p. 100 de cuivre et elle est ajoutée à la fonte des minerais.

La teneur en soufre de la matte concentrée est réduite à 4-5 p. 100 par un grillage en tas à 3 ou 4 feux. Un tas contient 90 à 100 tonnes de matte et exige 10 mètres cubes de bois. Le premier feu dure 3 semaines, les suivants 1 à 2 semaines.

La matte de concentration grillée est traitée pour cuivre noir, opération qui est effectuée dans un four à réverbère disposé comme un four à œil, où elle est introduite par charges de 4,5 t., avec des scories de raffinage du cuivre (jusqu'à 1/2 tonne). Le traitement dure 12 heures, la consommation de combustible est de 55 à 57 p. 100 de houille.

Le cuivre brut contient 92 à 95 p. 100 de cuivre et 0,185 p. 100 d'argent.

La scorie du premier jet renferme 5 à 6 p. 100 de cuivre, celle du second, 20 à 25 p. 100 ; elles rentrent dans le traitement des minerais.

A *Brixlegg* (Tyrol), les cuivres gris et les cuivres pyriteux argentifères sont grillés en tas et ensuite fondus pour matte brute dans des fours à cuve. La matte brute est grillée en tas et ensuite fondue pour matte concentrée dans des fours à réverbère. Cette dernière est broyée, puis grillée à mort dans des fours à pelletage continu et ensuite fondue pour cuivre noir dans des fours à cuve (ronds).

A *Bischofshofen* (Pays de Salzbourg), les cuivres pyriteux arsénicaux sans argent, contenant 12,5 p. 100 de cuivre sont fondus à l'état cru dans des fours à cuve ronds pour matte brute avec 20 p. 100 de cuivre. Cette dernière est grillée en tas et ensuite fondue dans des fours à cuve ronds pour matte concentrée avec 53 p. 100 de cuivre. Celle-ci reçoit deux feux en tas et est encore fondue en fours à réverbère pour matte concentrée. La moitié de cette matte est grillée dans des fours à pelletage continu et ensuite traitée pour cuivre brut en fours à réverbère avec l'autre moitié de la matte non grillée. Le cuivre brut est raffiné en fours à réverbère.

Extraction du cuivre par le procédé au convertisseur.

Ce procédé n'est pas à proprement parler une méthode particulière d'extraction du cuivre, il a seulement pour but la préparation de cuivre brut avec les mattes, qui ont été préparées avec les minerais par le procédé allemand, le procédé anglais ou le procédé anglo-allemand. Les minerais ne conviennent pas pour le traitement au convertisseur, parce que, à cause de leur teneur élevée en fer et aussi de leur mélange avec des gangues siliceuses et terreuses, ils donneraient de si grandes quantités de scories, que celles-ci ne pourraient pas être maintenues à l'état liquide par la chaleur dégagée par l'oxydation des sulfures métalliques dans le convertisseur, et, en outre, le revêtement de ce dernier serait trop fortement attaqué.

Le procédé au convertisseur ou procédé par insufflation est, comme on l'a déjà dit précédemment, un procédé anglais raccourci d'extraction du cuivre de

la matte. Il repose sur ce fait, qu'un courant d'air poussé dans la matte liquide transforme les sulfures du cuivre et du fer, avec dégagement d'acide sulfureux, en protoxyde de cuivre et protoxyde de fer. Le protoxyde de cuivre se transforme avec le sulfure de cuivre non encore décomposé en cuivre et acide sulfureux, tandis que le protoxyde de fer est scorifié par l'acide silicique du revêtement du convertisseur. La chaleur dégagée par l'oxydation des sulfures et surtout par la formation de l'acide sulfureux et du protoxyde de fer suffit pour maintenir les masses liquides pendant toute la durée de l'opération.

Si l'on insuffle de l'air pendant un temps suffisant, on obtient du cuivre brut et une scorie ; si l'on interrompt l'opération plus tôt, on obtient une matte riche en cuivre et une scorie. Avec des mattes qui ne renferment que de faibles quantités de cuivre, on n'obtient pas directement du cuivre brut, parce qu'alors il se forme une trop grande quantité de scories, qu'on ne peut pas maintenir à l'état liquide. Dans ce cas, on interrompt l'opération dès qu'il s'est produit une certaine quantité de scories et l'on obtient une matte riche en cuivre, que l'on traite ensuite seule pour cuivre brut par une seconde opération au convertisseur. Comme pour le traitement d'une matte pauvre en cuivre pour matte riche, le revêtement quartzéux très cher du convertisseur est très-fortement attaqué et qu'une quantité de cuivre relativement grande passe dans la scorie, on préfère maintenant, dans la plupart des cas, produire, par le procédé allemand, le procédé anglais ou le procédé anglo-allemand, une matte à 25 p. 100 de cuivre au moins et la traiter pour cuivre brut en une seule opération au convertisseur. Avec les mattes d'une teneur en cuivre moins élevée, on souffle jusqu'à ce qu'on ait atteint une richesse en cuivre de 60 à 70 p. 100, puis on élimine la scorie, on ajoute une nouvelle quantité de matte et maintenant on souffle jusqu'à une teneur en cuivre de 99 p. 100.

La matte destinée au traitement par le procédé au convertisseur est fondue dans des fours à cuve (cubilots) et ensuite déversée dans l'appareil au moyen de gouttières en fer revêtues d'un mélange de quartz et d'argile, ou bien, des fours à cuve, où elle est produite (Köros), elle est écoulée directement dans le convertisseur.

Les appareils dans lesquels l'opération est effectuée sont construits d'après le modèle du convertisseur Bessemer, ou ce sont des cylindres mobiles ou bien ils tiennent le milieu entre ces deux dispositifs.

Les appareils construits sur le modèle du convertisseur Bessemer se distinguent de ce dernier par leur capacité moins grande — ils n'admettent que 1 à 3 tonnes de matte cuivreuse, tandis que les véritables convertisseurs Bessemer reçoivent environ 20 tonnes de fonte — et par la position des ouvertures par lesquelles le vent est soufflé. Dans les convertisseurs Bessemer pour les fontes, ces ouvertures sont au fond de l'appareil, dans les convertisseurs Bessemer pour le cuivre elles se trouvent latéralement à une certaine distance du fond. Lors de la préparation de fer ductile avec la fonte il y a toujours dans le convertisseur une masse homogène, qui par, l'oxydation du silicium, du carbone, du fer et même du phosphore dégage dans toutes ses parties des quantités égales de chaleur. La solidification de certaines parties de la masse est par suite rendue impossible. Au contraire, dans le traitement de la matte cuivreuse au convertisseur la chaleur est dégagée par l'oxydation des sulfures métalliques et le cuivre produit par la réaction des oxydes sur les sulfures non décomposés se rassemble au fond de l'appareil. Si l'on soufflait le vent par le fond du convertisseur, il

serait forcé de traverser d'abord le cuivre qui s'y trouve à l'état liquide, avant de pénétrer dans la matte liquide. Le métal serait alors partiellement converti en oxydure. Mais cette oxydation donne naissance à des quantités de chaleur si faibles que le cuivre ne tarderait pas à se solidifier et l'opération serait arrêtée. C'est pour cela que pendant longtemps les tentatives faites en vue du traitement de la matte cuivreuse dans le convertisseur Bessemer ont échoué. *Manhès* est arrivé le premier à rendre la méthode applicable en adaptant les buses latéralement au-dessus du niveau le plus élevé où se répare le cuivre pendant l'opération.

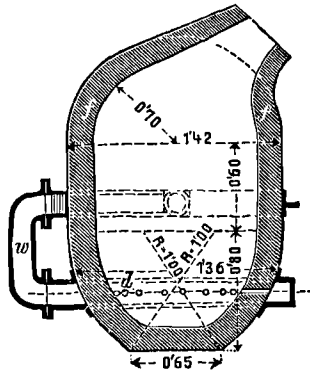


Fig. 108. — Convertisseur Bessemer pour le traitement des mattes cuivreuses ; coupe verticale.

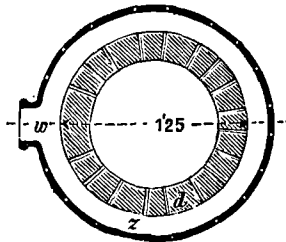


Fig. 109. — Convertisseur Bessemer ; coupe horizontale au niveau de la boîte à vent et des tuyères.

La disposition des convertisseurs établis par *Manhès*, à Eguilles, près de Sorgues (Vaucluse), est représentée par les figures 108 et 109. L'appareil a 2 mètres de hauteur et 1^m,40 de diamètre dans sa partie la plus large. Les buses *d* sont à 15 centimètres au-dessus du fond et ont 12 à 15^{mm} de diamètre. Leur nombre est égal à 20 au moins. Pour établir ces buses, on perce à l'aide d'une tige de fer ronde pointue, avant qu'il ne soit sec, le revêtement réfractaire *f*, fait avec du quartz, que l'on a rendu plastique en le mélangeant avec de l'argile. Les ouvertures pour l'entrée de l'air sont sur le même plan et dirigées vers le centre. L'épaisseur du revêtement *f* est de 30 centimètres au fond, de 25 centimètres à la partie inférieure des parois latérales et de 15 centimètres à la partie supérieure du convertisseur. *w* est le tube adducteur du vent, mobile avec le convertisseur ; *z* est la boîte à vent entourant ce dernier et de laquelle l'air pénètre par

les buses d dans la masse liquide. A chaque buse correspond une ouverture dans la boîte à vent, qui est maintenue fermée par un bouchon en fer. En enlevant ce dernier, on peut détruire les obstructions qui viennent à se produire dans les buses. La pression du vent dans les convertisseurs de cette sorte s'élève à 300-500 millimètres de mercure.

Les convertisseurs qui sont en forme de cylindres mobiles ont été construits par *Manhès et David*. Dans ces appareils, on peut traiter directement pour cuivre des mattes d'une teneur moyenne en cuivre (26 p. 100), mais avec un rendement relativement faible. Les figures 110 et 111 montrent la disposition d'un pareil cylindre. Les tuyères se trouvent sur l'un des côtés du cylindre. La

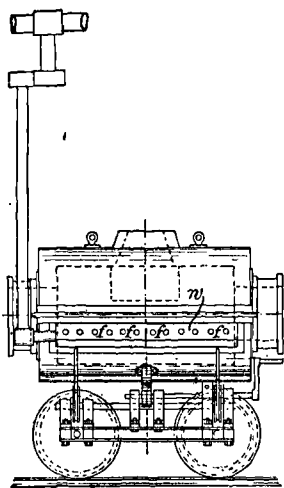


Fig. 110.

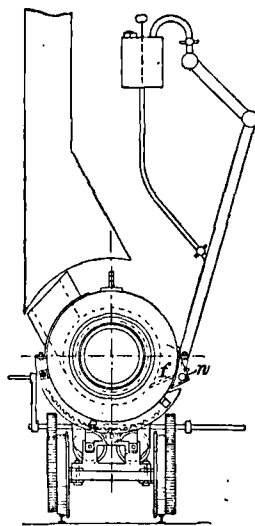


Fig. 111.

Convertisseur cylindrique pour le traitement des mattes cuivreuses.

boîte à vent w est mobile avec ce dernier. Grâce à cette disposition, il est possible, en tournant convenablement le cylindre, de toujours faire pénétrer le vent soufflé dans le bain métallique, de façon qu'aucune partie de matte n'échappe à l'oxydation. Lorsqu'on traite dans le convertisseur Bessemer des mattes pauvres en cuivre, il se rassemble au fond de l'appareil une matte concentrée, qui n'étant qu'en faible quantité ne peut pas s'élever au niveau des buses et se soustrait par suite à l'action oxydante du vent de la soufflerie. C'est pour cela que, dans ce cas, on n'obtient pas de cuivre brut, mais une matte cuivreuse. Avec le cylindre dont il est question, cet inconvénient disparaît, parce que, en tournant l'appareil, on peut toujours faire pénétrer le vent dans le point que l'on désire. Dans ces convertisseurs cylindriques, on travaille avec une pression de vent de 250 à 380^{mm} de mercure.

Dans les usines d'Anaconda (Etat de Montana) et dans les *Nicholson Chemical works*, près Brooklyn, on emploie des convertisseurs qui tiennent le milieu entre les appareils Bessemer et les cylindres. Une vue extérieure de l'un de ces appareils est représentée par la figure 112. Ce sont des convertisseurs Bessemer

avec trois parois planes, une paroi bombée et un fond concave. La boîte à vent entoure la paroi antérieure plane et les deux parois latérales également planes. Grâce à cette disposition, on peut diriger le vent dans les points les plus différents du convertisseur et aussi, en tournant convenablement l'appareil diminuer ou augmenter l'épaisseur de la partie des masses liquides qui se trouve au-dessus des tuyères. Ordinairement, on ne se sert que des tuyères qui sont sur la paroi antérieure du convertisseur. On n'emploie celle des deux parois latérales

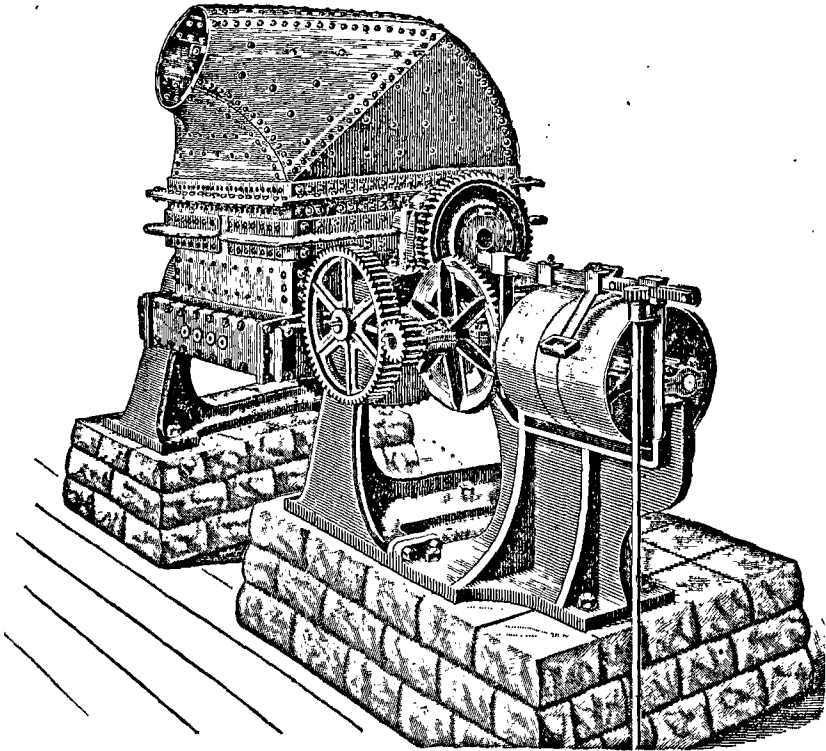


Fig. 112. — Converteur américain pour le traitement des mattes cuivreuses.

que lorsqu'une partie du revêtement du convertisseur a été corrodé par le bouillonnement des masses liquides. Dans ce cas, on ne vide pas le contenu de l'appareil comme cela est nécessaire avec les autres convertisseurs, on supprime simplement l'introduction du vent du côté opposé à la partie corrodée du revêtement. Le bouillonnement cesse alors en ce point et on peut continuer l'opération jusqu'à ce que le soufflage du cuivre soit achevé, et lorsqu'il en est ainsi réparer les parties détériorées. Lorsqu'on arrête l'afflux du vent d'un côté, on met en fonction les tuyères de l'autre côté. Le côté postérieur du convertisseur est bombé de façon que sa courbure corresponde à la courbe du bouillonnement, ce qui réduit au minimum la corrosion du revêtement par le bouillonnement qui se produit sur ce côté.

La projection de particules des masses liquides par le col du convertisseur est

considérablement restreinte par la construction de ce dernier, les masses venant se heurter contre la paroi postérieure de l'appareil et retombant ensuite en majeure partie dans celui-ci.

Pour rendre plus facile le renouvellement du revêtement, on peut dévisser la moitié supérieure du convertisseur. Si on ne le fait pas, il faut refroidir l'appareil en y versant de l'eau et après l'application du revêtement le dessécher au moyen d'un feu de bois ou de coke. La meilleure matière à employer pour le revêtement est le quartz cristallisé. Celui-ci doit être cassé en fragments ayant tout au plus la grosseur d'un pois et mélangé avec de l'argile en quantité juste suffisante pour agglomérer les fragments. Pour un travail continu, 3 de ces convertisseurs sont nécessaires. L'un d'eux est en marche, tandis que le deuxième est refroidi ou garni et le troisième séché. La quantité de cuivre qui peut être produite, en 24 heures, par 3 convertisseurs (c'est-à-dire par un convertisseur en marche continue), s'élève :

avec des mattes à 60 p. 100	de cuivre à 15 tonnes	2
»	à 50	» 12 »
»	à 40	» 8 »

Avec un revêtement neuf, qui est épais de 0^m,406, la charge est de 1,5 t. et elle augmente jusqu'à 4 tonnes à mesure que l'épaisseur du revêtement diminue. La pression du vent est de 406^{mm} de mercure.

La matte est refondue dans un four à cuve et au moyen d'une gouttière en fer, recouverte d'un mélange de quartz et d'argile, elle est écoulee dans la cornue amenée en position horizontale.

Avec une matte à 60 p. 100 de cuivre, on souffle directement pour cuivre brut. Avec des mattes plus pauvres (à partir de 30 p. 100 de cuivre), on arrête le vent au bout de 20 à 25 minutes. On écoule ensuite la scorie dans une marmite placée au-dessous du convertisseur, après quoi on continue le soufflage jusqu'à la fin. La charge est transformée en cuivre, lorsque le dégagement d'acide sulfureux cesse et que de petites particules de cuivre apparaissent dans la flamme.

A Anaconda, le vent est fourni par une soufflerie cylindrique à un cylindre. Le cylindre moteur de la machine à vapeur, qui est placé devant le cylindre souffleur, a 0^m,457 de diamètre, le cylindre souffleur 1^m,016. La grandeur de la course est de 1^m,066.

Aux usines Parrot et aux usines d'Anaconda (Montana), où l'auteur a vu fonctionner ces convertisseurs, un appareil peut supporter le traitement de 12 charges environ avant que le revêtement ait besoin d'être renouvelé. Pendant qu'un convertisseur est en marche, le second est réparé et le troisième séché.

La fonte des mattes cuivreuses est généralement effectuée dans des fours à cuve cylindriques.

Aux usines Parrot, on fond en 24 heures 50 tonnes de matte de cuivre avec une dépense en coke de 8 p. 100.

Aux usines d'Anaconda, la fonte de la matte est faite dans des fours à cuve à chemise d'eau avec la même dépense de coke. Le diamètre au plan des tuyères s'élève à 0^m,914.

On fait écouler la matte liquide dans le convertisseur et on commence immédiatement le soufflage. Au début, la charge s'élève 1-1,5 t. Aux usines Parrot et à celles d'Anaconda, on charge d'abord 1,5 t. et, au fur et à mesure de la corrosion du revêtement on augmente peu à peu la charge jusqu'à 2 t. aux usines Parrot et jusqu'à 4 t. à Anaconda.

Aussitôt le soufflage commencé, on voit apparaître une flamme jaune et une fumée blanche d'anhydride sulfurique et d'acide sulfureux. Au bout de 20 minutes, on renverse le convertisseur et on laisse écouler la scorie produite. On remet ensuite l'appareil dans la position verticale et on continue le soufflage jusqu'à la formation de cuivre brut. Du convertisseur, on fait écouler le métal brut dans des moules en fer, qui se trouvent sur un wagonnet. L'opération tout entière dure, suivant l'importance de la charge, 45 minutes à 1 heure 1/2.

Le cuivre est relativement pur et il est, à Anaconda par exemple, traité directement par électrolyse. Il renferme jusqu'à 99 p. 100 de cuivre, avec de petites quantités de fer et de soufre. Pendant le traitement au convertisseur, l'arsenic et l'antimoine sont complètement volatilisés; le zinc est en partie volatilisé, en partie scorifié; le plomb et l'étain sont scorifiés, le cobalt partiellement. Le nickel et le bismuth restent avec le cuivre.

La scorie contient 2 à 5 p. 100 de cuivre et elle est ajoutée à la fonte des minerais. Une scorie, analysée au ministère des finances russe, offrait la composition suivante :

Acide silicique.	35,70
Alumine	1,76
Oxyde de fer.	35,83
Oxyde de manganèse	0,22
Oxyde de zinc.	0,86
Cuivre	2,14
Soufre	1,03

Si l'on veut enrichir une matte pauvre, on interrompt l'opération plus tôt. A Eguilles (Vaucluse), la matte à 30 p. 100 de cuivre est transformée en 30 minutes en une matte avec plus de 70 p. 100 de ce métal. Cette dernière est refondue et ensuite soufflée pour cuivre brut dans le convertisseur.

La concentration de la matte n'est que rarement effectuée au convertisseur. Il est plus avantageux de traiter directement pour cuivre brut la matte concentrée dans des fours à cuve ou à réverbère.

Aux usines Parrot, près Butte, on traite des mattes à 50-60 p. 100 de cuivre pour cuivre brut à 98 p. 100 et 100 onces d'argent par tonne. Le convertisseur, qui offre la disposition de celui qui a été décrit en premier lieu, a un revêtement en quartz de 0^m,0762 à 0^m,1016 d'épaisseur. La charge s'élève avec un revêtement neuf à 1 tonne et plus tard à 2 t. Le vent est fourni par une soufflerie cylindrique, dont la machine est de 200 chevaux. Pour faire fonctionner simultanément 2 convertisseurs, il faut une force de 150 chevaux. La pression du vent est de 335 à 508^{mm} de mercure. En 24 heures, on traite avec 3 convertisseurs 50 tonnes de mattes, desquelles on retire 25 tonnes de cuivre brut. La durée moyenne d'une opération est de 1 heure 1/4.

On emploie par 24 heures 4 hommes pour la refonte des mattes au cubilot, 3 hommes pour les réparations au convertisseur et 6 hommes pour la conduite de ce dernier.

A Anaconda, on se sert du convertisseur Stolmann décrit précédemment. Pour 4 systèmes de chacun 3 convertisseurs, il y a 4 souffleries cylindriques. Il faut pour le fonctionnement d'un convertisseur une force de 90 chevaux. La pression du vent s'élève à 6 à 8 livres par pouce carré, c'est-à-dire 304-406^{mm} de mercure. La charge est au début de 3000 livres, plus tard de 6000. La matte contient 60 p. 100 de cuivre et en 3/4 d'heure à 1 heure 1/2 (suivant l'importance de la

charge) elle est soufflée pour cuivre brut avec plus de 99 p. 100 de cuivre et 99 onces d'argent par tonne. Au bout de 20 minutes, on écoule la scorie et ensuite on souffle pour cuivre brut sans interruption. La scorie du convertisseur contient 2,5 à 3 p. 100 de cuivre.

Aux usines de *Jeres-Lanteira* (Province de Grenade, Espagne), on emploie des convertisseurs en forme de cylindres mobiles comme ceux qui ont été décrits précédemment¹. Le diamètre de ces appareils est de 0^m,55. Ils sont en tôle et pourvus d'un revêtement composé de 75 p. 100 de quartz et de 25 p. 100 d'argile. Ce revêtement ne dure pas plus de 24 heures. Pour une marche continue, 3 convertisseurs sont nécessaires. L'un d'eux est en marche, pendant que le second est réparé et le troisième séché. La charge est de 1000 à 1200 kilogr. de matte avec 26 p. 100 de cuivre seulement. Le soufflage dure jusqu'à 40 minutes. En 24 heures, on traite avec 3 convertisseurs 5 à 6 tonnes de matte de cuivre. La pression du vent est au commencement du soufflage de 260^{mm} de mercure et à la fin de l'opération elle s'élève à 300^{mm}. On doit faire écouler une partie de la scorie pendant l'opération. A cause de la teneur en cuivre relativement faible de la matte et de sa richesse en fer élevée, il se produit une très grande quantité de scorie riche en cuivre, de sorte que le rendement direct en cuivre est relativement peu élevé (50 p. 100). Le cuivre obtenu ne contiendrait que 0,3 p. 100 d'éléments étrangers.

A *Roros en Norwège*, le traitement des mattes au convertisseur est également effectué dans des appareils cylindriques mobiles disposés comme il a été déjà dit. Les minerais, qui renferment 5 p. 100 de cuivre et 35 p. 100 de soufre, sont grillés une fois en tas, de façon à réduire la teneur en soufre à 3,5 p. 100, et ils sont ensuite fondus dans des fours à cuve à chemise d'eau pour une matte à 30 p. 100 de cuivre. Cette dernière est écoulée directement des fours à cuve dans les convertisseurs, qui contiennent 0,8 à 1 tonne. Avec une pression de vent de 1/2 atmosphère, la charge est traitée en une heure pour cuivre brut à 99,20 p. 100 ; la scorie est écoulée deux ou trois fois pendant l'opération. Le cuivre brut est raffiné dans un four à réverbère anglais. Le revêtement du convertisseur, composé d'un mélange d'argile et de sable, peut supporter 8 charges. Comme force motrice, on emploie l'eau.

Le procédé au convertisseur n'est pas seulement employé dans les localités qui viennent d'être mentionnées ; il est aussi en usage aux usines Vivian à Swansea, dans celles de la Maison Cousino à Lota (Chili), à Livourne (Société métallurgique italienne), à Bratsberg (Norwège), dans les Nicholson Chemical Works, près Brooklyn. Il est également en activité dans un grand nombre d'autres usines.

Extraction du cuivre de ses oxydes et de ses sels, ainsi que des minerais qui le contiennent à l'état natif.

Les minerais de cuivre oxydés et salins avec une faible teneur en cuivre sont ajoutés à la fonte des minerais sulfurés ou des mattes de cuivre, ou bien, s'ils sont en grandes quantités, on les traite par voie humide. Lorsque ces minerais ont une teneur en cuivre élevée, on les traite, si l'on a en même temps des minerais sulfurés ou des mattes, avec ces derniers d'après la méthode anglaise, autrement on les fond seuls pour cuivre brut avec des scories et des fondants

¹ Terrailon, *Bulletin de la Société de l'Industrie minière*. t. V 1891, p. 910. St-Etienne.

appropriés. Dans le dernier cas, on emploie ordinairement comme appareils de fusion des fours à cuve. Lorsqu'on se sert de fours à réverbère, les minerais oxydés et salins doivent être mélangés avec du charbon, afin de les réduire.

Avec les minerais qui renferment du cuivre natif, il suffit de scorifier les gangues. Les fours à réverbère sont les plus convenables pour cette opération; la fonte est immédiatement suivie du raffinage du cuivre. Les scories riches en cuivre qui se forment dans le traitement de ces minerais sont fondues en fours à cuve pour cuivre brut.

On fondait autrefois à Chessy, près Lyon, des minerais oxydés et salins; actuellement la fonte de ces minerais est encore pratiquée sur une grande échelle dans l'Oural et les Etats-Unis de l'Amérique du Nord (Arizona, Nouveau-Mexique).

A Chessy, dans les années 1828 et 1829, on a fondu dans des fours à cuve hauts de 1^m,80 des carbonates et des oxydes du cuivre dans une gangue argilo-quartzueuse avec 27 p. 100 de cuivre. Aux minerais on ajoutait 20 p. 100 de chaux, 5 à 6 p. 100 de scorie d'affinage et 60 p. 100 de scorie de l'opération elle-même. On passait en 24 heures 2,5 t. de minerais, avec une dépense en coke de 77 p. 100. Dans les cas les plus favorables, la scorie contenait encore 0,5 p. 100 de cuivre.

Dans l'*Oural occidental*, à Perm, on traite des grès avec une teneur en cuivre de 3 p. 100, qui renferment ce métal sous forme de malachite, d'azurite, de silicate, de cuivre pyriteux et à l'état natif; le minerai, additionné de dolomite et de scories de l'opération elle-même, est fondu pour matte brute, cuivre brut et fonte cuivreuse dans des fours à cuve hauts de 6 mètres, à section elliptique et à bassin; comme combustible, on emploie du charbon de bois. Le cuivre brut contient p. 100 : 90,5 de cuivre, 6,1 de fer, et 1,2 de vanadium. La fonte cuivreuse renferme p. 100 : 75,9 de fer, 12,6 de cuivre, 2,5 de silicium et 2 de vanadium. Cette fonte est traitée dans un bas-foyer à tuyère fortement inclinée, avec addition de sable et emploi de charbon de bois comme combustible. Le fer est ainsi oxydé et scorifié, tandis qu'on obtient le cuivre à l'état de cuivre brut.

Dans les Etats d'*Arizona* et du *Nouveau-Mexique*, les oxydes et les carbonates du cuivre sont fondus dans les fours à chemise d'eau (*Water-jacket-furnaces*) mentionnés précédemment¹. Les différents minerais renferment assez de matières siliceuses, ferrugineuses et calcaires pour qu'un mélange convenable de ces minerais entre eux suffise pour la formation de la scorie et qu'il ne soit que rarement nécessaire d'ajouter des fondants. Les carbonates d'Arizona contiennent assez de soufre pour préserver le cuivre de la scorification et former une matte avec 60 à 66 p. 100 de cuivre. Les fours sont à creuset. Le fond de ce dernier est à 0^m,40-0^m,60 au-dessous du plan des tuyères. Avec un creuset aussi profond, la solidification du cuivre est à craindre. La hauteur du four au-dessus du plan des tuyères ne dépasse pas 2^m,128. Sa section horizontale est circulaire ou rectangulaire. Les fours à section circulaire sont cylindriques ou bien ils vont en se rétrécissant du gueulard au plan des tuyères. Comme four rectangulaire, on emploie le four Henrich avec étalages, décrit précédemment (p. 95). Les étalages ont pour but d'augmenter l'action réductrice des gaz et de fournir une scorie plus pure.

¹ Peters, *Modern american Methods of Copper Smelting*, New-York 1892.

Comme combustible et comme agent de réduction, on emploie du coke avec 11,6 à 14,6 p. 100 de cendre. Comme machine soufflante, on se sert du ventilateur de Baker (Baker-blower). La pression du vent s'élève à 10-12 onces par pouce carré (américain). Le diamètre des ouvertures d'entrée du vent est ordinairement de 0^m,0762, il va exceptionnellement (Copper Queen) jusqu'à 0^m,127. A 0^m,254 au-dessous du plan des tuyères se trouvent les œils des scories, qui se prolongent dans des gouttières en fonte. Ces dernières sont fréquemment refroidies par de l'eau. Le trou de coulée pour le cuivre se trouve dans la partie supérieure du creuset. On ne laisse pas les scories s'écouler continuellement du four, mais on les perce toutes les 6 minutes dans la marmite placée devant le four. Le cuivre brut est percé périodiquement dans des moules en fer, portés sur des roues.

La quantité de matière que l'on passe dans ces fours en 24 heures s'élève jusqu'à 70 tonnes. Le cuivre brut contient 97-98 pour 100 de cuivre, la scorie 1,75 p. 100 en moyenne.

A *Copper Queen* (Arizona), le four est rond, avec un diamètre de 0^m,914, il possède 6 tuyères, dont l'orifice interne a 0^m,127 de diamètre et on y passe par jour 40 à 50 tonnes de minerai (sans fondant). Dans le four de la *Old Globe Mine* (Arizona) disposé comme le précédent, on passe 55 tonnes dans le même temps (24 heures).

Le tableau suivant, emprunté à *Peters* (loc. cit.), permet de se rendre compte des résultats économiques de la fonte des minerais oxydés et salins dans les grandes usines de l'Arizona :

Noms des usines	Grandeur du plan des tuyères en pouces carrés	Nombre des tuyères	Surface totale des orifices des tuyères en pouces carrés	Pression du vent en onces par pouce carré	Parties en poids de minerai pour 1 partie en poids de coke	Quantité de minerai fondue en 24 heures Tonnes
Copper Queen . . .	7	6	75	10	5,90	47
Détroit Copper C ^o :						
Grands fours . . .	11,8	14	83	12	6,55	79,15
Petits fours . . .	7	6	58	10	5,55	45
Arizona Copper C ^o :						
Grands fours . . .	12,5	6	64	10	—	—
Petits fours . . .	7	6	58	10	—	—
United Verde . . .	7	6	58	10	—	52

Les scories de Copper Queen (Arizona) offrent la composition suivante :

Acide silicique	26,64
Protoxyde de fer	42,60
Manganèse	0,30
Zinc	0,50
Chaux	9,51
Magnésie	0,20
Alumine	15,40
Alcalis et perte	4,85

La teneur en cuivre s'élève à 1,75 p. 100, en moyenne.

La scorie obtenue dans un four Henrich, à Clifton (Arizona), présente, d'après S. James, la composition suivante :

Acide silicique.	34,34
Protoxyde de fer.	32,27
Manganèse	6,24
Chaux	10,13
Magnésie	2,30
Alumine	11,80
Alcalis, perte, etc.	3,64

La fonte des minerais qui renferment du cuivre natif a lieu au *Lac Supérieur*, à *Détroit* et à *Pittsburgh*. Elle est effectuée dans des fours de raffinage à réverbère et consiste en une simple fusion des minerais, immédiatement suivie, après l'élimination de la scorie, du raffinage du cuivre. La scorie est fondue pour cuivre brut dans des fours à cuve avec des crasses de raffinage. Le traitement des minerais du Lac Supérieur sera décrit plus loin à propos du raffinage du cuivre.

B. — PURIFICATION DU CUIVRE BRUT (PAR VOIE IGNÉE).

Le cuivre brut obtenu par voie ignée contient encore une série de corps étrangers, qui le rendent impropre aux usages techniques. Ces corps doivent, par suite, en être séparés. Ce sont principalement le fer, le plomb, le zinc, le cobalt, le nickel, le bismuth, l'arsenic, l'antimoine et le soufre. L'élimination de ces éléments peut avoir lieu aussi bien par une fusion oxydante du cuivre brut qu'à l'aide du courant électrique, en employant comme anode du courant le métal purifié par voie sèche jusqu'à un certain degré.

Les éléments étrangers (à l'exception des métaux précieux) peuvent par une fusion oxydante du cuivre brut être transformés en oxydes et partie volatilisés et partie scorifiés, parce qu'ils ont pour l'oxygène une affinité beaucoup plus grande que le cuivre. Les éléments volatils peuvent être volatilisés directement.

En employant le cuivre brut comme anode et une solution de sulfate de cuivre acidifiée par l'acide sulfurique comme électrolyte, on peut par électrolyse transporter le cuivre à l'état pur sur la cathode consistant en une lame de cuivre, tandis que les impuretés entrent en dissolution, ou bien restent à l'anode ou se précipitent. La purification du cuivre par électrolyse n'est cependant pratiquée que lorsque ce métal doit être séparé de l'or, de l'argent et du nickel. Pour une simple purification, sans l'extraction de ces derniers métaux ou de leurs combinaisons (nickel), l'opération est trop coûteuse. La description détaillée de l'électrolyse du cuivre brut sera donnée à propos de l'extraction du cuivre à l'aide du courant électrique.

Le mode d'épuration exclusivement employé pour le cuivre exempt de métaux précieux est la fusion oxydante.

Dans cette fusion oxydante, une partie du cuivre est toujours transformée en oxydure, qui a la propriété de s'incorporer au cuivre par fusion, en donnant une masse homogène. Mais, comme on l'a dit précédemment, une grande teneur en oxydure exerce une influence fâcheuse sur la mollesse et la ténacité du cuivre. Le protoxyde de cuivre doit donc, une fois l'oxydation terminée, être transformé en cuivre par une fusion réductrice.

Pour effectuer l'épuration du cuivre brut, on prépare d'abord dans un four

particulier du cuivre contenant de l'oxydure et ensuite dans un deuxième four on le dépouille de ce dernier, ou bien on produit immédiatement l'une après l'autre dans un seul et même four l'oxydation des éléments étrangers et la réduction du protoxyde de cuivre.

On désigne sous le nom d'*affinage* (*Gaarmachen*) la préparation du cuivre contenant de l'oxydure, qui est lui-même appelé *cuivre affiné* (*Gaarkupfer*). On nomme *raffinage* (*Hammergaarmachen*) la transformation dans un four particulier du cuivre affiné en cuivre exempt d'oxydure, et le produit obtenu porte le nom de *cuivre raffiné* ou *malléable* (*hammergares Kupfer*).

La transformation du cuivre brut en cuivre purifié dans un seul et même four en une seule opération constitue ce qu'on appelle en Allemagne l'*affinage* et le *raffinage réunis* (*vereinigtes Gaarmachen und Hammergaarmachen*) lorsqu'elle est effectuée au petit foyer, et le cuivre obtenu est dit *cuivre raffiné* ou *malléable*; lorsque l'opération a lieu dans un four à réverbère, on lui donne simplement le nom de *raffinage* (*Raffiniren*) et le produit est appelé *cuivre raffiné* (*raffinirtes Kupfer*) ou simplement *raffiné* (*Raffinad*).

Nous avons, par conséquent, à distinguer :

1° L'épuration du cuivre par affinage et raffinage séparés.

2° L'épuration du cuivre par affinage et raffinage réunis au petit foyer.

3° Le raffinage au four à réverbère.

Les deux premiers modes d'épuration, qui étaient autrefois répandus en Allemagne, en Suède, en Norvège et en Russie, ne sont plus maintenant appliqués qu'exceptionnellement, parce qu'ils ne peuvent être effectués qu'avec des quantités de cuivre brut relativement faibles et qu'ils exigent une grande dépense de combustible et de main-d'œuvre. Le troisième mode d'épuration a été imaginé en Angleterre et c'est de beaucoup le plus avantageux et aussi le plus employé.

1. — Épuration du cuivre par affinage et raffinage séparés.

Elle comprend la *préparation du cuivre affiné* et le *raffinage* de ce dernier.

a. — Préparation du cuivre affiné ou affinage.

Cette opération est effectuée soit au petit foyer, soit au four à réverbère. On emploie les petits foyers lorsqu'on a à traiter de petites quantités de cuivres bruts purs, tandis que lorsqu'on a affaire à de grandes quantités de cuivres impurs, on doit, à cause de la nécessité d'une oxydation plus intense, se servir de fours à réverbère. Ces derniers sont des fours à réverbère à courant d'air forcé (appelés en Allemagne *Spleissüfen*) ou, mais rarement, des fours à réverbère à tirage naturel.

Affinage au petit foyer. — L'affinage au petit foyer, qui entraîne une grande dépense de combustible et ne permet qu'une faible production, n'est plus appliqué qu'exceptionnellement dans les pays cultivés (lorsque, par suite d'une vieille habitude, on exige du cuivre affiné pur pour la fabrication du laiton.)

Le petit foyer (fig. 113) est une cavité se rapprochant de la forme hémisphérique, qui a été pratiquée dans une brasque composée d'un mélange de 1 vol. de poudre de charbon et de 7 à 8 vol. d'argile ou dans un mélange de cette même brasque et de sable ou dans de l'argile, et au-dessus de laquelle se trouve une hotte. Le petit foyer contient, suivant sa grandeur, 150 à 1500 kilogr. de cuivre brut. Un petit foyer de moyenne grandeur a 60 centimètres de

diamètre et 30 centimètres de profondeur. Dans la paroi postérieure *w*, se trouve une tuyère, qui fait une saillie de 40 à 45^{mm} au-dessus du bord du foyer et qui est suffisamment inclinée (jusqu'à 45°) pour que le cuivre liquide contenu dans le foyer soit touché par le vent. Sur le côté antérieur est adaptée une plaque de travail en fonte. Dans quelques cas rares, il y a devant le foyer un bassin (appelé en Allemagne *Reissherd*), établi dans un bloc de bois isolé du massif, supportant le foyer, dans lequel est versé le cuivre après l'affinage et ensuite enlevé sous forme de disques.

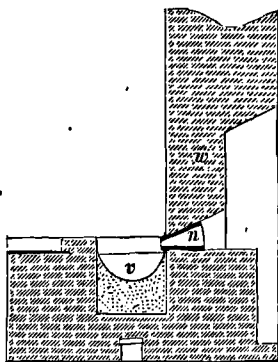


Fig. 113. — Petit foyer pour l'affinage du cuivre brut.

La fonte du cuivre brut a lieu soit dans de petits fours à cuve (fours à manche), soit dans le foyer même sur une couche de combustible (charbon de bois ou coke). Dans le second cas, le métal est introduit peu à peu dans le foyer et placé de façon que les bords seuls, mais non les faces des disques de cuivre brut, soient tournés du côté du vent. Le cuivre fondu est recouvert de charbon (charbon de bois ou coke de léger).

Dès qu'il s'est formé une certaine quantité de scories, on enlève le combustible et on élimine la scorie. On ajoute ensuite de nouveau combustible, que l'on enlève encore avant chaque tirage de scories. On continue le travail de cette manière, jusqu'à ce que le cuivre soit affiné.

Par l'action du vent de la soufflerie sur le cuivre en voie de fusion, aussi bien que sur le bain métallique formé par le cuivre fondu, il se produit une oxydation des éléments étrangers et d'une partie du cuivre. L'oxydure de cuivre formé dans le dernier cas exerce également une action oxydante sur les éléments étrangers, en fondant avec le cuivre et se disséminant uniformément dans le bain métallique, où, abandonnant son oxygène à ces éléments, il repasse à l'état de cuivre métallique.

Comme le bain métallique est toujours maintenu couvert de charbon, on ne peut pas empêcher que ce dernier n'exerce aussi dans une certaine mesure une action réductrice sur les oxydes formés et que, par suite, il ne ralentisse l'opération. A la haute température que la combustion du charbon communique au métal fondu, une partie des métaux facilement volatils est aussi volatilisée (sans oxydation préalable).

Des différents éléments étrangers, l'antimoine, l'arsenic, le zinc et le plomb

sont partie volatilisés, partie oxydés et, si les oxydes ne sont pas volatils, ils sont absorbés par la scorie. Le soufre est volatilisé à l'état d'acide sulfureux. La majeure partie de ce dernier est oxydée par le protoxyde du cuivre. Les oxydes non volatils, surtout le protoxyde de fer, forment une scorie avec la silice du foyer. Cette scorie, en présence de grandes quantités de plomb, est très-fluide, elle est au contraire épaisse lorsque les oxydes du fer et du nickel prédominent. Au commencement de l'affinage, la couleur de la scorie est noir brun, par suite de la prédominance du fer ; mais elle passe plus tard au rouge à mesure que la teneur en oxydure de cuivre augmente. Le fer, le zinc et le plomb sont faciles à éliminer du cuivre brut ; le nickel, le cobalt, le bismuth, l'arsenic et l'antimoine, ainsi que les dernières parties du soufre sont au contraire beaucoup plus difficiles à séparer.

Une partie du nickel se scorifie, l'autre partie reste avec le cuivre et se concentre dans les disques supérieurs du cuivre affiné. Si avec le nickel il y a en même temps de l'antimoine dans le cuivre brut, il se produit un corps particulier se présentant sous forme de lamelles à éclat doré, qui se mélange au cuivre affiné. Ce corps, désigné sous le nom de *cuivre micacé*, offre, d'après Hampe, la composition suivante : $6\text{Cu}^2\text{O}, \text{Sb}^2\text{O}^5 + 8\text{NiO}, \text{Sb}^2\text{O}^5$.

L'arsenic et l'antimoine ont la propriété de retarder l'oxydation des corps étrangers, parce qu'ils se dégagent du bain métallique sous forme d'une épaisse fumée, qui gêne l'action du vent de la soufflerie.

Lors de l'affinage, il se produit toujours plus d'oxydure de cuivre qu'il n'en faut pour l'élimination des éléments étrangers. Dans les conditions normales, la teneur du cuivre affiné en oxydure s'élève à 6-8 p. 100. Cependant, s'il y a dans le cuivre brut de grandes quantités d'arsenic, d'antimoine et de nickel, il se forme, par suite du prolongement du processus d'oxydation, prolongement nécessaire pour l'élimination de ces corps, des quantités plus grandes d'oxydure de cuivre — jusqu'à 50 p. 100. On nomme *suraffiné* (*überguar*) le cuivre qui contient plus de 8 p. 100 d'oxydure. On fait repasser le cuivre suraffiné à l'état de cuivre affiné en y ajoutant une petite quantité de plomb ou de cuivre brut ou bien en introduisant dans le bain métallique des perches de bois vert. Les gaz réducteurs dégagés par le bois réduisent le protoxyde de cuivre en cuivre métallique. Le plomb agit également comme réducteur sur l'oxydure de cuivre, en se transformant en oxyde. Il a aussi la propriété de dissoudre le cuivre micacé mentionné précédemment et en outre, sous forme d'oxyde, il exerce une action oxydante sur les éléments étrangers, comme le nickel, l'arsenic et l'antimoine.

Peu de temps avant la fin de l'affinage, on voit se produire un phénomène, qui consiste dans la projection par le bain métallique d'une pluie de petits globules de cuivre. Ce phénomène, désigné sous le nom de *pluie de cuivre*, est dû à un dégagement du bain métallique, lorsque celui-ci se refroidit jusqu'à un certain degré, de grandes quantités d'acide sulfureux, résultant de l'action de l'oxydure sur le sulfure de cuivre.

On reconnaît que la fin de l'affinage est proche à la couleur rouge de la scorie, à la couleur vert de mer du bain métallique, à la cessation de la fumée que dégageait celui-ci et au bouillonnement qui s'y produit.

Le véritable signe de l'affinage complet est fourni par l'aspect d'une prise d'essai, que l'on prélève à l'aide d'une tige de fer conique à l'extrémité, en plongeant cette tige à travers la tuyère dans le bain métallique et la retirant rapidement.

Si le métal est affiné, l'enduit de cuivre qui recouvre l'extrémité de la tige de fer (et que les fondeurs allemands appellent *Gaarspahn*) est mince, réticulé et sa surface extérieure offre une cristallisation confuse. En plongeant la tige de fer dans l'eau, on peut facilement en détacher l'enduit ; celui-ci est flexible, il présente sur sa face interne une couleur rouge de cuivre et un éclat métallique et, lorsqu'on le brise, la cassure est dense et de couleur rouge cerise.

Si le cuivre n'est pas encore affiné, s'il est *trop jeune*, comme on dit dans les ateliers d'affinage, l'échantillon prélevé se laisse difficilement détacher du fer, il est épais, uni extérieurement, il offre sur sa face interne une couleur jaunâtre et est très cassant. Si l'affinage est dépassé, si comme on dit le métal est *suraffiné*, l'enduit est épais, très-cassant et offre extérieurement une couleur brun rouge terne.

Lorsque le cuivre est affiné, on arrête la soufflerie et on le puise pour le verser dans des moules, après un refroidissement suffisant sous une couche de poussière de charbon, ou bien on l'enlève sous forme de disques ou *rosettes*. Avant l'enlèvement des disques, on verse quelquefois le cuivre dans un bassin établi à côté du foyer d'affinage et isolé du massif qui renferme ce dernier.

L'enlèvement des rosettes de cuivre exige une température déterminée, pas trop élevée. Lorsque cette température est atteinte, on arrose le cuivre avec de l'eau, ce qui produit un disque détaché du bord du foyer et bombé supérieurement. On l'enlève à l'aide d'une fourche et on le jette dans l'eau, après quoi on forme et on enlève de la même manière un deuxième disque et ainsi de suite.

Suivant la grandeur du foyer, on peut enlever 80 à 100 rosettes. Les premières sont ordinairement impures et suraffinées et sont pour cela repassées à l'affinage avec du cuivre brut.

Le nickel (abstraction faite de celui qui est passé dans les crasses d'affinage) se rassemble dans le disque supérieur. En présence d'antimoine, le cuivre micacé se rassemble aussi dans ce disque.

La durée de l'affinage dépend de la grandeur du foyer ou de l'importance de la charge et varie de 1 heure 1/2 à 4 heures 1/2. Au Mansfeld, 2 heures 1/2 sont nécessaires pour l'affinage de 300 à 350 kilogrammes de cuivre noir. A Atvidaberg (Suède), des charges de 952 à 1224 kilogrammes étaient affinées en 4 heures à 4 heures 1/2, avec une pression de vent de 65 à 68^{mm} de mercure. La consommation de combustible (charbon de bois) est égale en moyenne à 50 p. 100 du poids du cuivre affiné.

Affinage au four à réverbère. — Ce mode d'affinage, qui est employé pour le cuivre brut impur, et lorsqu'on veut produire de grandes quantités de métal affiné, est beaucoup plus rapide que le précédent, le cuivre n'étant pas en contact avec le combustible réducteur. Dans ce procédé, il se scorifie une plus grande quantité de cuivre qu'au petit foyer, parce que, comme cela a lieu dans ce dernier, le cuivre oxydé n'est pas ramené à l'état métallique.

Le four à réverbère muni d'une soufflerie (et appelé en Allemagne *Spleissofen*) est disposé comme le four allemand de coupellation. La sole est formée d'argile, de quartz ou de brasque. Suivant que le cuivre affiné doit être granulé ou levé en disques, il y a devant le four un bassin à granulation ou un certain nombre de creusets pour le levage des rosettes.

La disposition du four employé au Harz est mise en évidence par les figures 114 et 115. *f* est le fondement du four ; *k* sont des canaux pour l'entraînement

de l'humidité (ils ont 288^{mm} de côté) ; r est le foyer à grille (large de $0^{\text{m}},77$ et long de $1^{\text{m}},57$), s l'ouverture de chauffe, v le pont de chauffe (large de $0^{\text{m}},77$ et long de $1^{\text{m}},57$), z le passage de la flamme, t l'ouverture pour introduire de l'air frais dans le four et dont le point le plus élevé se trouve à $1^{\text{m}},831$ de la ligne m , m au-dessus de la sole. x est une couche de scories (épaisse de 262^{mm}), y est une couche de briques (de 144^{mm} d'épaisseur), w la sole formée de brasque et de marne, dont le diamètre est égal à $2^{\text{m}},667$. i est le muraillement du four, u la

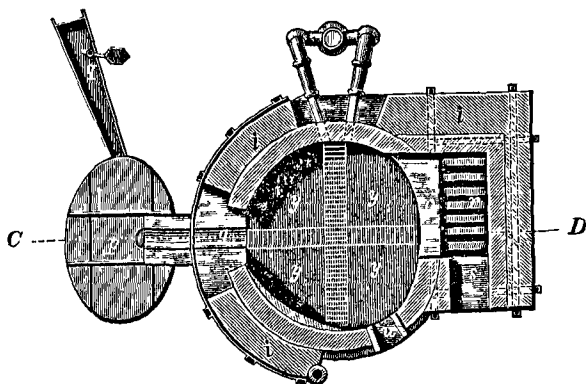


Fig. 114. — Four à réverbère (Splicsofen) du Harz pour l'affinage du cuivre brut ; coupe horizontale.

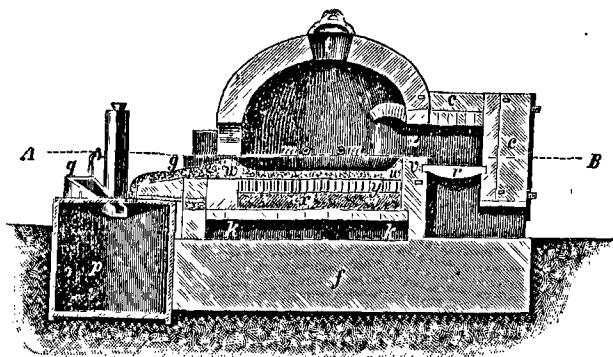


Fig. 115. — Four à réverbère du Harz ; coupe verticale.

porte de travail (large de 392^{mm} et haute de 706^{mm}), g le trou de coulée. m , m sont des ouvertures pour l'introduction du vent. Pour granuler le cuivre, comme cela est nécessaire pour le traitement par voie humide du métal argentifère, on fait écouler le cuivre affiné par une gouttière en fer garnie de brasque dans le bassin p , où il rencontre un courant d'eau froide, s'écoulant de la gouttière q .

La disposition du four hongrois, tel qu'il est employé à Schmöllnitz, est représentée par les figures 116 à 118. c est le foyer avec grille à gradins disposé pour brûler du bois et auquel l'air est amené par les tuyaux d , d , aussi bien au-dessous qu'au-dessus de la grille. La sole a , qui a environ 5 mètres carrés de surface,

est faite avec un mélange de 50 parties de schiste argilo-quartzeux, de 33 parties de schiste talqueux et de 17 parties de poudre de briques. Ce mélange est pilonné sur une couche de brasque *b*. *f* est la porte de travail ; *gg* sont les buses, dont l'une est établie à 0^m,125 au-dessus de la sole et l'autre à 0^m,15, et qui ont chacune une inclinaison de 1°. *i*, *i* sont les rampants, par lesquels les gaz se rendent dans le canal *k* et de ce dernier dans la chambre à poussière *l*. De la chambre

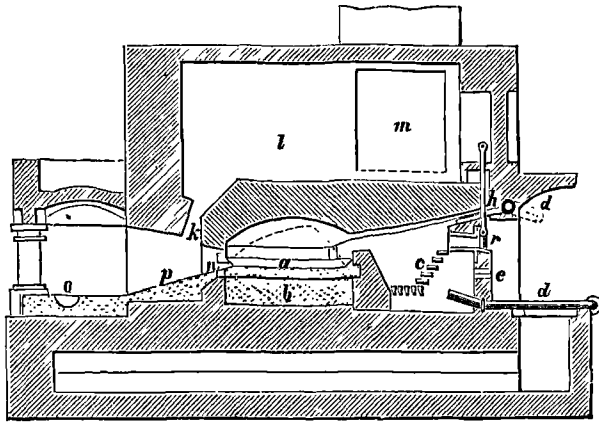


Fig. 116. — Four à réverbère hongrois (Spleissofen) pour l'affinage du cuivre brut ; coupe longitudinale.

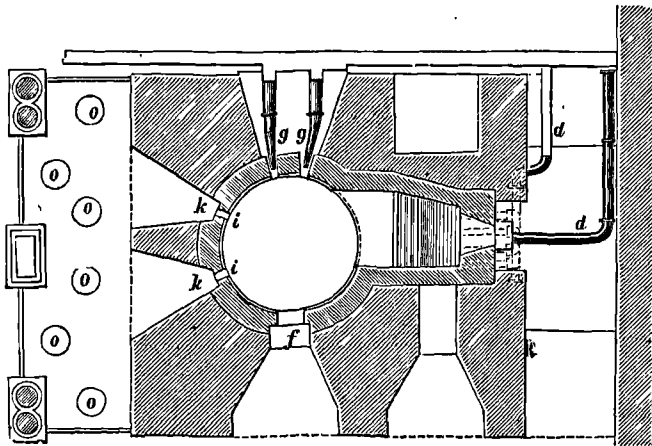


Fig. 117. — Four à réverbère hongrois ; coupe horizontale.

à poussière les gaz passent par le canal *m* dans la cheminée. *o*, *o* sont les creusets, dans lesquels se déverse le cuivre affiné pour y être levé en rosettes. Le métal s'écoule, par le trou de coulée *n*, sur le plan incliné *p* et tombe dans les creusets *o*, *o*.

La quantité de cuivre brut que l'on charge dans le four d'affinage à réverbère s'élève jusqu'à 3 tonnes 1/2. Le chargement a lieu par la porte de travail et de façon qu'entre les différents morceaux de cuivre brut il reste des intervalles

libres pour le passage de la flamme. Le cuivre brut pur fond plus rapidement qu'un métal brut contenant de l'arsenic, de l'antimoine et du soufre. Ordinairement, on ne fait marcher la soufflerie que lorsque le métal est entré en fusion et on augmente peu à peu l'introduction du vent à mesure que la température s'élève. La scorie qui se forme est écoulee de temps en temps. Lorsqu'on a reconnu, en prélevant un échantillon sur la masse, que le cuivre est affiné, on le fait écouler dans les creusets qui se trouvent devant le four et on le lève en rosettes, ou bien, s'il doit être granulé, on le conduit dans le bassin dont il a déjà été question. Dans ce dernier cas, afin d'éviter des explosions, on doit mettre le métal s'écoulant en un mince filet en contact avec l'eau froide coulant sous forme d'un jet beaucoup plus volumineux.

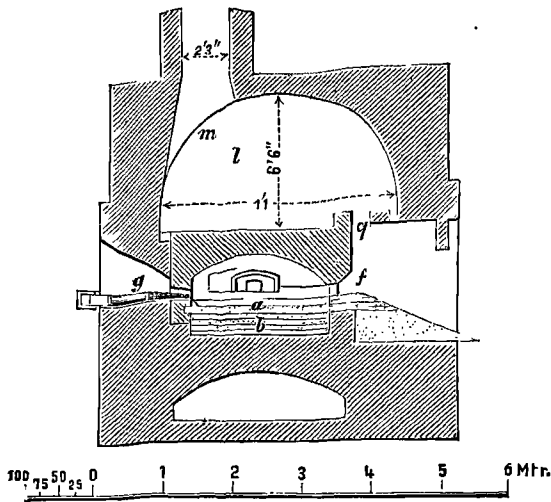


Fig. 118. — Four à réverbère hongrois ; coupe transversale.

Les réactions chimiques de l'affinage au four à réverbère sont les mêmes que celles qui se produisent dans l'opération au petit foyer. Lorsqu'on affine du cuivre impur, il se forme, par suite de la longueur de l'opération, une quantité d'oxyde relativement grande, que l'on cherche à réduire, autant que cela est nécessaire, en recouvrant de charbon la surface du bain métallique, ou bien par perchage ou par addition de plomb au cuivre. En Hongrie, pour empêcher une trop forte oxydation du cuivre, on arrête la soufflerie dès que le bain métallique cesse de fumer et qu'il ne se forme plus que de petites quantités de scories rouges, et l'on continue l'oxydation seulement au moyen de l'air atmosphérique arrivant par la grille.

Comme dans l'affinage au petit foyer, on dissout le cuivre micacé en ajoutant du plomb.

En Hongrie, lorsque le cuivre renferme une forte proportion d'arsenic et d'antimoine, on alterne l'oxydation par le charbon avec l'oxydation par la soufflerie, jusqu'à ce que les corps en question soient en majeure partie éliminés du cuivre.

La durée de l'opération dépend de l'importance de la charge et de la teneur

en antimoine et en arsenic du cuivre brut. Elle est en moyenne de 10 à 15 heures avec des charges de 3 tonnes. La quantité de combustible brûlée dépend également de l'importance de la charge et de la pureté du cuivre, ainsi que de la nature du combustible.

La quantité moyenne de houille consommée est de 30 à 40 p. 100 du poids du cuivre brut.

A *Altenau*, dans le Harz supérieur, la sole se compose d'un mélange d'argile et de marne (2 hectolitres de marne pour 31,5 hectolitres d'argile) et peut supporter le traitement de 3 à 4 charges. La première charge s'élève à 3 tonnes, la seconde à 2,65, la troisième à 2,33 et la dernière, si la sole le permet encore, à 2 tonnes. La durée de l'opération pour la première charge est de 15 heures (fusion 10 à 12 heures, soufflage 3 heures), pour la seconde de 12 heures, pour la troisième de 8 heures. Après la troisième ou la quatrième charge, la sole est renouvelée. Dans le cours d'une année, on traite à Altenau 340 tonnes de cuivre brut. On obtint 201 t. de grenailles, 104 t. de scorie d'affinage ordinaire, 33 t. de scorie d'affinage contenant du nickel. On employa : 84 tonnes de houille, 1475 fagots, et pour la confection et les réparations de la sole 31,5 hectolitres d'argile limoneuse et 2 hectolitres de marne. A *Oker*, on consomme pour la préparation de grenailles avec le cuivre noir une quantité de houille égale à 55 p. 100 du poids de ce dernier. Le rendement en grenailles s'élève à 65 p. 100 du poids de la charge.

A *Stefanshütte*, en Hongrie, en 1860, on chargeait 2800 kilogr. de cuivre noir, on réchauffait le four pendant 48 heures, puis on chauffait 10 à 12 heures jusqu'à ce que le cuivre fût porté au rouge et 3 autres heures jusqu'à fusion du métal; on laissait alors la scorie se former pendant 8 à 10 heures en abaissant fréquemment la température et enfin on perchait le cuivre devenu suraffiné, afin de le ramener au point d'affinage.

L'affinage en four à réverbère à courant d'air naturel, tel qu'il est effectué, par exemple, à *Oker* dans le Harz inférieur, a lieu dans des fours de construction anglaise et il ne diffère pas de la première période du raffinage du cuivre brut d'après la méthode anglaise, qui sera décrite ultérieurement.

Les produits de l'affinage sont du cuivre affiné (*Gaarkupfer*) et une scorie, que l'on nomme crasse d'affinage, scorie d'affinage ou crasse de rosette.

Le cuivre affiné contient encore, indépendamment de quantités plus ou moins grandes d'oxydure de cuivre, de petites quantités d'éléments étrangers et de sels métalliques.

Les analyses suivantes donnent la composition de quelques cuivres affinés :

	Mansfeld	Atvidaberg	Lend (Salzbourg) (avec 1 p. 100 de cuivre micacé)
Cuivre	98,40	99,44	97,00
Fer.	0,07	0,01	—
Plomb	0,57	traces	0,70
Antimoine et arsenic	—	—	1,10
Nickel	0,45	0,11	0,46
Argent	0,02	0,06	—
Or.	—	0,001	—
Soufre	0,01	0,02	—

Plus d'autres éléments indéterminés.

Les analyses suivantes montrent dans quelles proportions se trouvent les éléments étrangers dans différentes sortes de cuivres affinés :

	Stefanshütte	Agordo	Klausen
Arsenic	0,13	0,64	0,059
Antimoine.	0,08	0,04	0,057
Plomb.	traces	0,20	0,390
Fer	traces	—	—
Nickel	0,29	—	—
Argent	0,014	0,10	0,077
Or.	traces	—	—
Soufre.	—	0,04	—

Le cuivre affiné est employé pour la fabrication du laiton ou bien soumis au raffinage.

Les *scories d'affinage* sont des mélanges de silicates du cuivre et du fer avec des oxydes des différents métaux qui étaient contenus dans le cuivre brut, ainsi qu'avec des antimonies, des arsénies et des sulfates (plomb). Elles se présentent sous forme de scories fondues ou de masses agglutinées. Lorsqu'elles contiennent du cobalt et du nickel en quantités extractibles, elles sont traitées séparément; autrement elles sont ajoutées à la fonte des minerais ou des mattes, afin d'en extraire le cuivre qu'elles renferment. On traite aussi les crasses nickelifères pour cuivre brut en les fondant dans des fours à cuve, ou pour speiss, si elles renferment de grandes quantités d'arsenic et d'antimoine. Le cuivre brut extrait des crasses donne à l'affinage de nouvelles crasses, dans lesquelles se concentrent le nickel et le cobalt. En fondant ces crasses, on obtient un cuivre encore plus riche en nickel. En répétant ces opérations de fusion et d'affinage, on peut obtenir finalement un cuivre riche en nickel, qui est ordinairement vendu aux usines à nickel. — Les crasses d'affinage contenant du nickel, additionnées de pyrite de fer sont également fondues pour matte nickelifère. — Un grand nombre d'usines vendent directement les crasses nickelifères aux fabriques de nickel.

b. — Préparation du cuivre raffiné ou malléable.

Le raffinage au petit foyer du cuivre affiné consiste en une fusion réductrice de ce dernier, ou si sa pureté est encore altérée par des éléments étrangers, surtout par de l'antimoine et de l'arsenic, en une fusion oxydante, jointe à la fusion réductrice, qui est suivie d'une nouvelle fusion réductrice. Le foyer de raffinage est disposé de la même manière que le foyer d'affinage du cuivre brut, seulement la tuyère a une inclinaison plus faible (6 à 10°) et elle dépasse beaucoup plus le bord du foyer. Comme combustible on se sert de charbon de bois. La charge est 400 à 600 kilogr. de cuivre affiné. Pour rendre réductrice la fusion au petit foyer du cuivre affiné, on ne dirige pas le vent sur le bain métallique, mais sur le charbon, ce que permet la faible inclinaison de la tuyère. Dans ce but, les charbons sont entassés du côté de la tuyère, tandis que les morceaux de cuivre sont placés de façon qu'ils ne puissent pas être touchés par le vent. Ces derniers fondent par conséquent au milieu d'une atmosphère contenant surtout de l'oxyde de carbone, dans laquelle l'oxydure de cuivre est réduit en cuivre par son contact avec les charbons ardents et l'oxyde de carbone. Après la fusion, la scorie est enlevée et une prise d'essai est prélevée sur le bain métallique. Si l'essai présente sur sa cassure la couleur rose, l'éclat

soyeux, la structure fibreuse du cuivre malléable et si le métal offre, lorsqu'on le forge, de même que lorsqu'on le casse dans l'étau, la mollesse et la ténacité voulues, le raffinage est terminé et on puise le métal. Si, au contraire, celui-ci renferme encore de l'oxydure de cuivre, ce que l'on reconnaît à la facilité avec laquelle l'essai se laisse casser, ainsi qu'à la structure cubique ou bacillaire de la cassure et à la couleur rouge foncé de celle-ci, on couvre de nouveau le bain métallique avec des charbons et l'on continue la fusion réductrice. — Si le cuivre renferme encore des éléments étrangers, il faut prolonger la fusion oxydante jusqu'à ce qu'ils soient éliminés et ensuite réduire l'oxydure par fusion réductrice. L'oxydation et la réduction doivent être, si c'est nécessaire, répétées jusqu'à ce que le métal offre les propriétés du cuivre raffiné ou malléable (*hammerbaar*). Le cuivre raffiné est versé dans des moules. Lorsqu'il s'est solidifié, on porte les barres ou lingots encore rouges sous un marteau, afin d'en séparer la croûte cassante d'oxyde du cuivre (cendre de cuivre, battitures de cuivre), qui s'est formée à leur surface. On nomme cette opération le *marteilage des lingots*.

A *Schmölnitz*, 402 kilogr. de cuivre affiné furent raffinés en 3 heures environ, avec un déchet (crasses) de 1,28 p. 100 et une consommation de charbon de 59,34 p. 100.

Au *Harz inférieur*, on raffinait autrefois 250 kilogr. de cuivre affiné en 2 heures 1/2 à 3 heures, avec un déchet de 2 à 3 p. 100 et une consommation de charbon de 60 p. 100.

2. — Epuration du cuivre brut par affinage et raffinage réunis au petit foyer.

Cette opération, dans sa première partie, est conduite comme l'affinage du cuivre brut décrit précédemment. Lorsque l'affinage est atteint, on laisse agir l'air oxydant sur le bain métallique, jusqu'à ce que le cuivre soit parvenu à l'état suraffiné. Cet état est indiqué par une prise d'essai. Le cuivre suraffiné offre sur sa cassure une structure cubique ou bacillaire et une couleur rouge foncé tirant sur le violet. Par cette oxydation poussée aussi loin, les éléments étrangers sont éliminés. Le cuivre contenant de l'oxydure est maintenant couvert de charbons et perché, et l'oxydure ainsi réduit en cuivre. Si la prise d'essai offre les signes caractéristiques du raffinage, indiqués précédemment, on puise le métal. Dans le cas contraire, on fait de nouveau marcher la soufflerie et on oxyde jusqu'à l'apparition de l'état suraffiné, après quoi on perche de nouveau sous une couche de charbon. On continue l'oxydation et la réduction, jusqu'à ce que le cuivre soit devenu malléable (soit raffiné).

Dans ce procédé, qui actuellement n'est plus guère employé, on obtient, indépendamment du cuivre malléable, des scories d'affinage et des battitures de cuivre, que l'on ajoute à la fonte des minerais, des mattes ou du cuivre brut.

3. — Raffinage du cuivre au four à réverbère.

Le raffinage au four à réverbère consiste en une fusion oxydante du cuivre brut, immédiatement suivie de la réduction de l'oxydure formé. Ces deux opérations sont répétées jusqu'à ce qu'on ait obtenu un cuivre raffiné d'une mollesse, d'une ténacité et d'une compacité suffisantes.

Les fours à réverbère dans lesquels est effectué le raffinage sont des fours anglais, avec sole en quartz ou en sable, ou, comme à Wallaroo (Australie méridionale) en pierre de grès excavées ; ils contiennent 1 à 15 tonnes de cuivre brut. L'air oxydant est introduit par les portes de travail, ainsi que par des ouvertures particulières ménagées de chaque côté du pont de chauffe et il est aspiré, avec les gaz de la combustion par une cheminée haute de 20 mètres au moins. Dans un grand nombre d'usines russes, l'air nécessaire pour l'oxydation est amené par une soufflerie, disposition qui est adoptée, lorsqu'on a affaire à des cuivres bruts très impurs. Le chargement du cuivre brut dans le four se fait du sol de l'usine et ordinairement par une porte de travail particulière, qui se trouve sur le côté du four. Ce n'est qu'exceptionnellement que l'on charge de gros blocs de cuivre natif (Lac Supérieur) sur la sole par la voûte du four, qui dans ce cas peut être enlevée en partie. Dans les localités où le cuivre n'est pas chargé en blocs, mais à l'état pulvérulent, comme le sont, par exemple au Mansfeld (Gottesbelohnungshütte) les résidus de l'extraction de l'argent par la méthode de Ziervogel, lesquels se composent de bioxyde de cuivre, les matières sont aussi introduites dans le four par des ouvertures ménagées dans la voûte. L'extraction du four du cuivre raffiné ne peut pas avoir lieu par un trou de coulée, parce que le métal se solidifierait partiellement dans ce dernier et lorsque le trou viendrait à s'obstruer il ne pourrait en être enlevé que difficilement, en outre son écoulement ne serait pas assez uniforme pour qu'on puisse le recevoir dans des moules de grandeur déterminée. C'est pour cela que l'on puise le cuivre sur la sole à l'aide de poches et qu'on le verse dans les moules. La sole est excavée dans toute la partie qui avoisine la porte par où a lieu le puisage. Cette dernière, qui sert en même temps de porte de travail, se trouve près du rampant, afin que l'air froid, qui pénètre par cette ouverture, passe directement dans la cheminée et ne puisse pas oxyder et refroidir le bain métallique. Le chauffage a lieu au moyen d'un foyer à grille ou au moyen du gaz. Ce dernier mode de chauffage est employé avantageusement lorsqu'on a de mauvais combustibles (déchets de bois, comme en Suède), qui ne conviennent pas pour les foyers à grille. Dans la plupart des cas, le bois est le combustible le plus convenable, parce qu'il ne dégage pas de gaz contenant du soufre, qui peuvent exercer une action nuisible sur le bain métallique. Cependant, comme on ne peut encore que rarement se procurer ce combustible en grandes quantités, on emploie généralement une houille brûlant avec flamme non fuligineuse.

La sole est appliquée en une seule fois pour les petits fours ; pour les grands, elle est formée de plusieurs couches, de deux ordinairement. Habituellement, on ajoute au quartz une certaine quantité ($1/5$) d'argile réfractaire ou un peu de scorie. Comme la sole en quartz absorbe beaucoup de cuivre, il arrive fréquemment qu'avant de mettre définitivement le four en marche on la sature autant que possible de cuivre que l'on y fait fondre.

Les soles en matières basiques n'ont pas pour le raffinage du cuivre les avantages (indiqués précédemment) qu'elles offrent pour la fonte du cuivre noir. Cela tient à ce que le cuivre à raffiner est déjà assez pur et aussi à ce que l'antimoine et l'arsenic, avec un revêtement basique, ne sont pas éliminés plus rapidement qu'avec un revêtement de quartz.

La grandeur du four ne doit pas dépasser une certaine limite, parce qu'il est trop difficile d'obtenir, avec les mêmes qualités, de grandes quantités de cuivre raffiné pendant le puisage de ce dernier, qui est toujours long.

Les fours sibériens, qui travaillent avec le vent d'une soufflerie, reçoivent les plus petites charges, soit 1 à 2 tonnes de cuivre brut. Les charges des fours de moyenne grandeur sont de 3 à 7 tonnes, celles des grands fours de 8 à 10 tonnes et celles des très-grands fours de 12 à 15 tonnes. Des fours avec 10 tonnes de charge sont en activité à Wallaroo, dans l'Australie méridionale, des fours avec 15 tonnes se rencontrent aux usines d'Orford, près New-York.

La disposition des fours à raffiner le cuivre est mise en évidence par les trois exemples suivants (Mansfeld, Lac Supérieur, Pittsburgh).

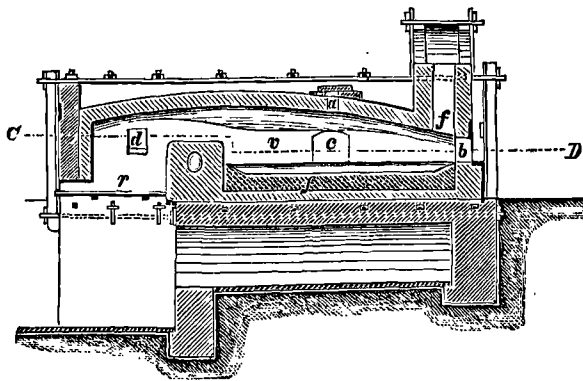


Fig. 119. — Four de raffinage du Mansfeld; coupe suivant AB de la fig. 120.

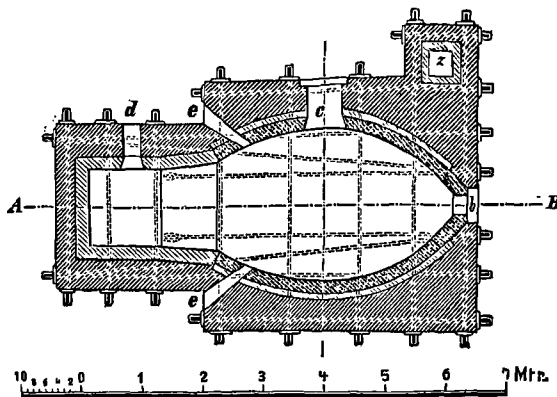


Fig. 120. — Four de raffinage du Mansfeld; coupe suivant CD de la fig. 119.

Les figures 119 et 120 représentent le four du *Mansfeld*. Dans ce four, on ne charge pas du cuivre brut, mais les résidus pulvérulents, composés de bioxyde de cuivre avec un peu de peroxyde de fer, provenant de l'extraction de l'argent par la méthode de Ziervogel, et après les avoir mélangés avec la quantité nécessaire de charbon réducteur (charge 5 à 7,5 t.). Dans la première période de l'opération, ces matières sont réduites en cuivre, qui est immédiatement raffiné.

v est le laboratoire, *a* une ouverture dans la voûte pour l'introduction du mélange de bioxyde de cuivre et de charbon ; *f* est la sole faite de quartz (au quartz on ajoute un peu de scorie) ; *r* est la grille (grille en mâchefer), *d* l'ouverture de chauffe, *f* le canal du rampant, *c* une porte pour charger de gros morceaux, le cas échéant, *b* la porte de travail, par laquelle est aussi puisé le cuivre raffiné ; *e*, *e* sont deux canaux pour l'introduction de l'air dans le four. L'afflux de l'air est réglé au moyen de briques placées dans les ouvertures.

Les figures 121 et 122 représentent un four comme ceux qui sont employés

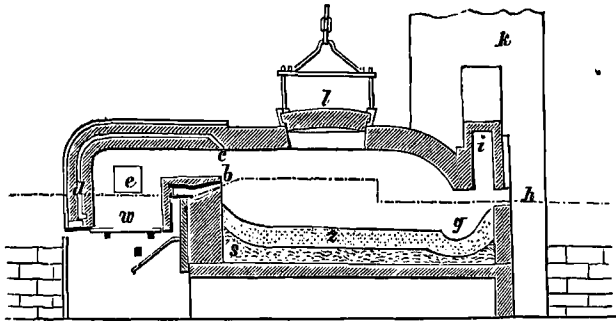


Fig. 121. — Four de raffinage du Lac Supérieur ; coupe longitudinale.

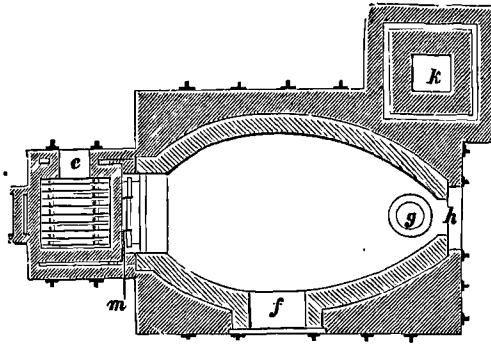


Fig. 122. — Four de raffinage du Lac Supérieur ; coupe horizontale.

pour le raffinage du cuivre natif du Lac Supérieur, aux *Lake Superior Refining Works*. Comme on le voit dans la figure 121, la voûte conserve la même distance au-dessus de la sole presque jusqu'au rampant et elle s'incline ensuite brusquement vers ce dernier. Grâce à cette disposition, il est possible de charger commodément dans le four de gros blocs de cuivre, qui sont introduits par la porte de charge *f*. Les plus gros blocs sont chargés par la voûte au moyen d'une grue (la partie *l* de la voûte ayant été préalablement enlevée). La charge est de 5 à 10 tonnes. (Dans ces derniers temps, elle a encore été augmentée.) La sole, de 4^m,30 de longueur, se compose d'une couche de sable ferrugineux *s*, épaisse de 20 centimètres et d'une couche de sable quartzeux *x*, qui, avant la mise en activité du four, est saturée de cuivre. La largeur de la sole est

Fig. 123. — Four de raffinage de Pittsburgh ; coupe longitudinale suivant AB de la figure 124.

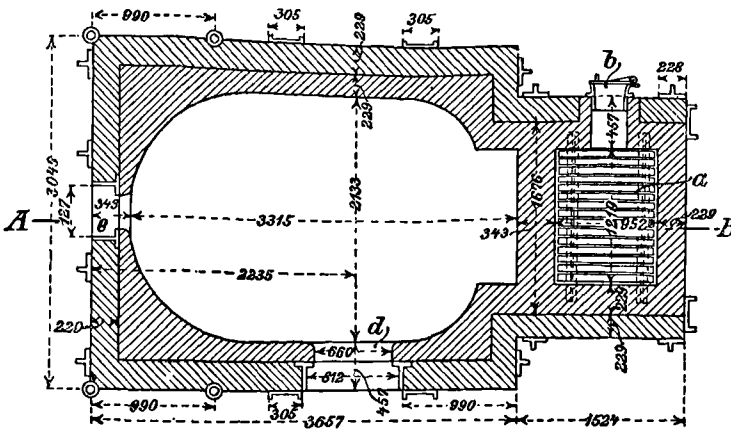
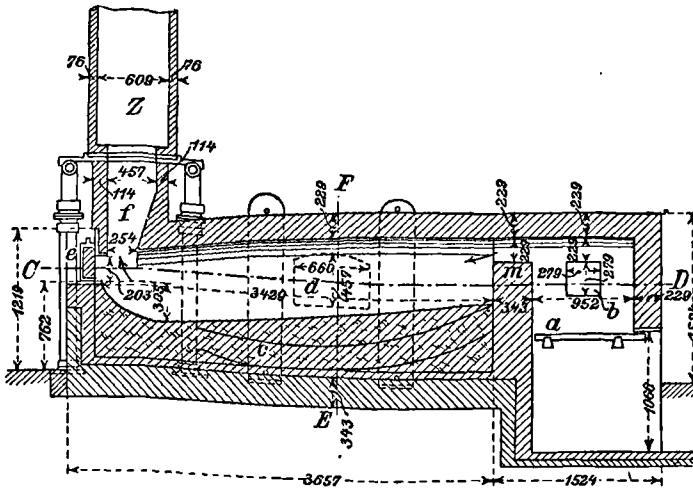


Fig. 124. — Four de raffinage de Pittsburgh ; coupe horizontale suivant CD de la figure 123.

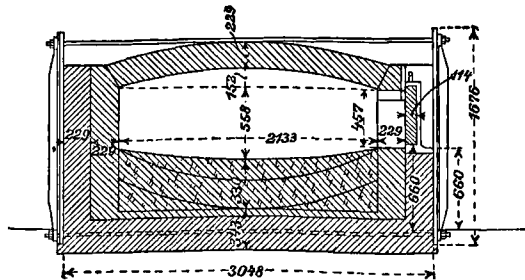


Fig. 125. — Four de raffinage de Pittsburgh ; coupe transversale suivant FE de la figure 123.

égale à 3 mètres dans le milieu et à 0^m,40 à l'ouverture de puisage. Au pont de chauffe l'épaisseur totale de la sole s'élève à 1 mètre. *g* est le bassin, *i* le rampant, *k* la cheminée, *e* l'ouverture de chauffe, *w* la grille. L'air nécessaire pour l'oxydation pénètre dans le four en *b* et *c*, par des canaux ménagés dans la maçonnerie, lesquels peuvent être fermés par des soupapes.

Un four de raffinage de *Pittsburgh* (Pennsylvanie) est représenté par les figures 123 à 125. *a* est la grille, *b* l'ouverture de chauffe, *m* le pont de chauffe, *c* la sole, *d* la porte de chargement, *e* l'ouverture de travail et de puisage, *f* le rampant.

Un four avec chauffage au gaz est en activité à Statberge, en Westphalie ; à Atvidaberg, en Suède, on emploie un four avec chauffage au gaz et récupérateurs du système Siemens. Le four de ce dernier genre n'est que peu différent des fours pour la fusion de l'acier système Siemens. Seulement le cuivre n'est pas écoulé, mais puisé. Un pareil four, qui est figuré dans l'ouvrage de *Peters*¹, ne contient que 2,5 t. de cuivre brut. Le gaz est produit par des déchets de bois. La disposition générale du four est représentée par les figures 126 et 127. GG' sont les récupérateurs remplis de briques réfractaires, par lesquels le gaz pénètre alternativement dans le four, LL' les récupérateurs par lesquels le gaz de la combustion arrivent aussi alternativement dans ce dernier. V³ est l'appareil de renversement pour le courant gazeux et V² pour l'air. Il est le laboratoire, Q la sole en quartz, E la porte de chargement, S la porte de travail et de puisage. L'air nécessaire pour l'oxydation est amené dans le four par le dispositif qui sert à introduire l'air pour la combustion et aussi par des ouvertures particulières. En général, on doit préférer pour le raffinage du cuivre le chauffage au moyen d'un foyer à grille au chauffage par le gaz et surtout aux dispositifs avec récupérateurs, parce que ces derniers se dérangent facilement et qu'il est difficile d'introduire des quantités d'air suffisantes pour l'oxydation.

Le mode de raffinage dépend uniquement de la composition du cuivre brut, et principalement de la teneur de ce dernier en soufre, arsenic et antimoine. Ainsi il s'agit seulement pour le cuivre qui ne contient pas ces corps (cuivre du Lac supérieur) d'éliminer les gangues et de petites quantités de métaux étrangers (fer) et d'obtenir des lingots compacts dans des moules particuliers. Pour les cuivres exempts de soufre, l'opération du raffinage est considérablement raccourcie par la suppression du bouillonnement et du premier perchage, tandis qu'avec les cuivres riches en soufre et contenant de grandes quantités de métaux étrangers (Ni, Co, Bi, As, Sb) elle a une durée très-longue.

Prenons comme point de départ de nos considérations sur le raffinage un cuivre brut, tel que celui qui est préparé dans les usines allemandes, autrichiennes, anglaises et suédoises, avec une certaine teneur en soufre et une faible teneur en arsenic. Ce cuivre exige pour son raffinage, avec des charges de 5 à 7 tonnes et l'emploi d'un foyer à grille et de houille à longue flamme, un espace de temps de 18 à 24 heures (suivant son degré de pureté).

Le cuivre doit être chargé de façon que la flamme puisse passer facilement entre les différents morceaux. Le chargement exige, pour 5 à 8 tonnes de métal, 1 heure environ. Avec des cuivres suffisamment purs et dans des conditions normales, on distingue dans l'opération du raffinage les périodes successives

¹ *Modern american Methods of Copper Smelting*. New-York, 1892.

suivantes : 1° la *fusion*, 2° l'*aérage* ou *soufflage*, 3° le *bouillonnement*, 4° le *premier perchage* et 5° le *second perchage*.

Lorsqu'on a affaire à des cuivres purs, la *fusion* a lieu sans introduction d'air,

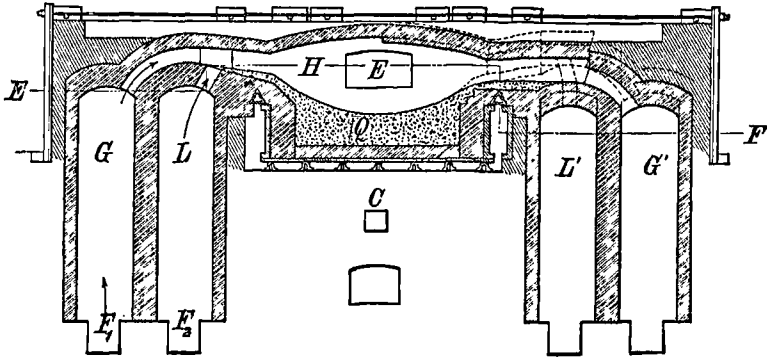


Fig. 126. — Four de raffinage à gaz et récupérateurs; coupe verticale suivant PQ de la fig. 127.

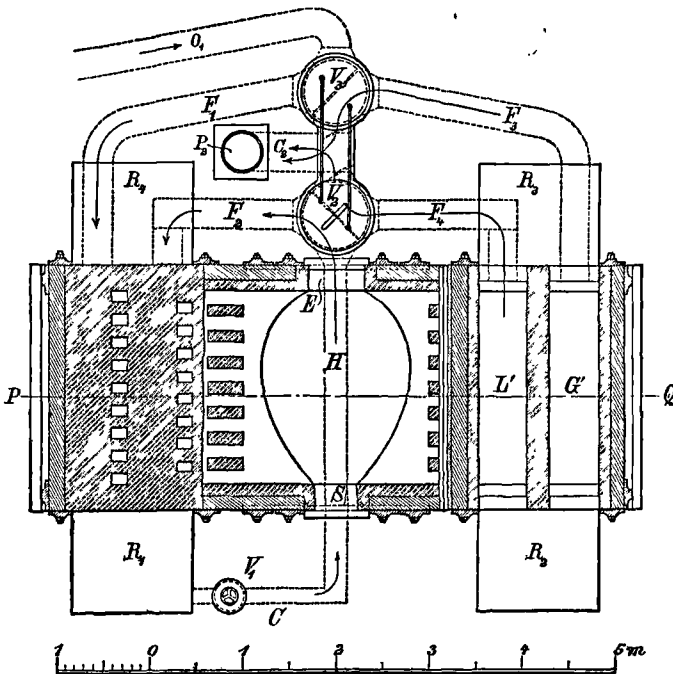


Fig. 127. — Four de raffinage à gaz et récupérateurs; coupe horizontale suivant EF de la fig. 126. les portes étant fermées et lutées avec de l'argile. Mais avec des cuivres impurs, il est convenable d'introduire de l'air (en ouvrant les entrées d'air ou entr'ouvrant les portes de travail), afin de commencer l'oxydation des éléments étran-

gers. Il se forme alors une scorie contenant de l'oxydure de cuivre, qui à la faveur de ce dernier exerce aussi de son côté une action oxydante sur ces éléments. La fusion exige (pour 6 à 8 tonnes) 6 à 7 heures.

Lorsque le cuivre brut est fondu, on ouvre les entrées d'air ou, si le four est muni d'une soufflerie, on met celle-ci en activité. Maintenant, commence la *période d'aérage* ou de *soufflage* (*Verblasenperiode* des raffineurs allemands). Le zinc, le plomb, l'antimoine et l'arsenic sont partie volatilisés, partie oxydés. Le soufre est transformé en acide sulfureux, qui se dégage. Le fer, le nickel, une partie du zinc, ainsi qu'une partie du cuivre sont oxydés et scorifiés. L'acide silicique nécessaire pour la formation de la scorie est emprunté au revêtement de la sole. La scorie absorbe aussi tous les autres corps qui se rassemblent à la surface du bain métallique. Outre l'oxygène de l'air, l'oxydure de cuivre joue aussi le rôle d'agent oxydant en s'enfonçant dans le bain métallique et y abandonnant son oxygène aux éléments étrangers. La scorie est enlevée à plusieurs reprises de la surface du bain, afin qu'elle n'entrave pas l'action oxydante de l'air.

Au bout de 2 heures à 2 heures 1/2 (avec 6 à 8 tonnes), il ne se forme encore que de très-petites quantités de scories, mais on remarque que des bulles s'élèvent du bain métallique. Alors commence la *période de bouillonnement* ou d'*ébullition* (*Bratperiode*). L'oxydure de cuivre agit maintenant vivement sur le sulfure de cuivre non encore décomposé, en donnant naissance à du cuivre et à de l'acide sulfureux. Ce dernier se dégage en bulles et produit d'abord dans beaucoup de cas une pluie de cuivre, puis, et cela a lieu avec toutes les sortes de cuivre, une vive agitation du bain métallique, qui va jusqu'à l'ébullition de ce dernier. La *pluie de cuivre* mentionnée à propos de l'affinage ne se produit pas avec toutes les sortes de cuivres. On l'observe ordinairement avec les cuivres bruts purs encore très-sulfureux, surtout lorsqu'après l'enlèvement de la scorie du bain métallique la température est abaissée. Les prises d'essai puisées dans le bain à l'aide d'une cuiller en fer pendant la période d'ébullition se présentent d'abord sous forme de masses écumeuses. A mesure que l'opération avance et que la formation des bulles se ralentit, les essais sont plus denses. Par le refroidissement, il se produit à leur surface des élévations cratériformes, par lesquelles se dégage l'acide sulfureux. Lorsque la formation de ce dernier perd encore de son intensité, ces élévations disparaissent. L'acide sulfureux ne peut plus traverser la couche supérieure des essais en voie de solidification, il ne produit alors qu'un soulèvement de sa surface. Lorsque l'ébullition est passée, le cuivre retient quand même encore une certaine quantité d'acide sulfureux (qu'il n'abandonne que lors du perchage — *Polen*). — Si maintenant on prélève un essai, on voit encore sa surface se soulever et lorsqu'on le brise dans l'étau on observe sur la cassure une petite quantité d'espaces bulleux. A la fin de la période de bouillonnement, qui dure 3 ou 4 heures, le cuivre se trouve à l'état affiné-brut. Dans cet état, il contient encore, indépendamment de l'acide sulfureux, de grandes quantités d'oxydure de cuivre.

Pour expulser l'acide sulfureux, on le soumet maintenant à un *premier perchage* (appelé en Allemagne *Dichtpolen*, parce qu'il a pour objet de rendre le cuivre dense — *dicht*). A cet effet, on introduit dans le bain métallique une perche de bois vert, en y enfonçant celle-ci par le gros bout, et la poussant jusqu'à la sole. La partie du bois qui se trouve dans la masse liquide chaude, y subit une distillation sèche. Il s'en dégage de la vapeur d'eau, des hydrocar-

bures, de l'hydrogène et de l'oxyde de carbone, qui produisent dans le bain métallique une violente agitation. L'acide sulfureux absorbé est ainsi expulsé du cuivre, comme est éliminé l'acide carbonique d'un verre de bière lorsqu'on agite celui-ci. Une partie de l'oxydure cuivre est réduite en cuivre par son contact avec les gaz réducteurs dégagés du bois, tandis que d'un autre côté du cuivre s'oxyde aussi par le contact avec l'air des masses projetées dans tous les sens. On reconnaît que l'acide sulfureux est éliminé à la surface plane de la prise d'essai prélevée avec la cuiller. Dans ce cas, qui se présente au bout de 2 ou 3 heures, on procède à la réduction de l'oxydure de cuivre, ou bien, si le cuivre renferme encore des éléments étrangers, on fait encore agir l'oxygène de l'air sur le bain métallique. La prise d'essai, que l'on aplatit dans un étai la face convexe tournée en haut, offre sur sa cassure une couleur rouge brique et une structure d'abord bacillaire et ensuite cubique, à mesure qu'augmente l'oxydation du cuivre. A un degré d'oxydation encore plus avancé, la couleur rouge brique tire fortement sur le violet. Le degré où l'on doit pousser l'oxydation du bain métallique dépend de la pureté du cuivre.

La réduction de l'oxydure de cuivre a lieu ordinairement par perchage sous une couche de charbon de bois ou d'anthracite. (Ce *second perchage* est appelé en Allemagne *Zalpolen*, parce qu'il a pour but de rendre le cuivre tenace — *zahes*). Dans le bain métallique, on introduit une nouvelle perche de bois vert de la même manière que lors du premier perchage. Sous l'influence de l'action réductrice des gaz dégagés par la distillation sèche du bois, de même que par le contact du cuivre avec le charbon, lequel est favorisé par la vive agitation du bain métallique, l'oxyde de cuivre est réduit en cuivre. L'auteur a aussi constaté que les gaz du perchage agissent seuls comme réducteurs, car pendant son séjour au Caucase le second perchage était effectué pendant longtemps sans couverture de charbon.

A mesure que la réduction de l'oxydure avance, le cuivre devient plus mou et plus tenace. Afin de se rendre compte des changements qui se produisent dans le bain métallique, il faut prélever fréquemment des essais. Ceux-ci sont puisés dans le bain à l'aide d'une petite cuiller en fer, puis refroidis dans l'eau, aplatés dans l'étai et brisés.

A mesure que la réduction de l'oxydure de cuivre progresse, la structure cubique de la cassure devient d'abord grossièrement bacillaire, puis finement bacillaire, puis grossièrement fibreuse et finalement finement fibreuse. Avec ces changements dans la structure, la couleur des essais sur la cassure passe du violet au rouge brique, puis au rouge jaune et enfin se transforme en une belle coloration rose. L'éclat, qui manque au début, apparaît à mesure que la compacité augmente et passe finalement à un vif éclat soyeux. En même temps, le cuivre devient dense et assez mou pour ne se laisser briser qu'avec peine dans l'étai. Dans la dernière période de l'opération, on fait aussi des essais sur la résistance du cuivre, en forgeant un échantillon en une baguette carrée et contournant celle-ci en spirale. Il ne doit se produire aucune fissure sur les angles du cuivre ainsi traité. Un autre échantillon est aplati en une lame mince, qui ne doit pas se rompre lorsqu'on la courbe plusieurs fois. Si, après le second perchage, le cuivre ne présente pas ces propriétés, c'est qu'il renferme encore des impuretés. Si celles-ci peuvent être éliminées par une nouvelle oxydation, comme par exemple le nickel (l'antimoine, l'arsenic, le bismuth, le tellure plus difficilement), on oxyde de nouveau, on fait ensuite un nouveau perchage ana-

logue au premier (c'est-à-dire un second *Dichtpolen*). En général, on alterne, dans ce cas, l'oxydation et la réduction jusqu'à ce que le cuivre offre les qualités requises, une grande mollesse et une grande ténacité, une cassure grenue, une couleur rouge rose, et l'éclat du satin.

Seuls, l'antimoine et l'arsenic ne peuvent pas être complètement éliminés par l'oxydation. Pour éliminer autant que possible ces corps, on ajoute au bain métallique du plomb ou, au début de l'opération, de la matte cuivreuse pure (*white metal*). Cependant, par ces moyens, on n'arrive pas non plus à une élimination complète de l'arsenic. C'est pourquoi il vaut mieux séparer l'arsenic par le grillage et la fonte qui précèdent la préparation du cuivre brut.

Le second perchage dure ordinairement 1 heure ; lorsqu'on répète l'oxydation et le perchage quelques heures peuvent être nécessaires.

Beaucoup de cuivres ont, comme il a été expliqué précédemment à propos des propriétés physiques du cuivre, la propriété d'absorber certains des gaz dégagés lors du perchage (hydrogène et oxyde de carbone) et de devenir poreux à la suite de cette absorption. D'après les recherches de *Hampe*¹, les hydrocarbures ne sont pas absorbés par le cuivre, ceux-ci se dissocient en partie à la température de fusion de ce dernier. Le carbone est alors séparé, tandis que l'hydrogène est absorbé par le cuivre. Le méthane se comporte à ce point de vue de la même manière que l'éthane (voy. p. 2). L'acide sulfureux peut aussi être la cause de la porosité du cuivre. Ce gaz se forme par l'action du protoxyde de cuivre, qui a pris naissance par oxydation du cuivre lors du coulage, sur le sulfure de cuivre resté indécomposé. Le cuivre poreux ne convient pas pour le laminage et le martelage, mais il peut être employé à la fabrication du laiton. Les gaz en question doivent donc, avant le moulage ou pendant celui-ci, être éliminés du cuivre destiné au laminage. Le moyen le plus fréquemment employé dans ce but consiste à ajouter une petite quantité de plomb avant le moulage. Il est probable que le plomb, qui se dissémine uniformément dans le bain métallique, déplace les gaz en se vaporisant lui-même en majeure partie. Suivant une autre opinion, il s'oxyderait et se combinerait avec l'oxydure de cuivre, et alors le sulfure qui peut être présent ne peut pas être décomposé par ce dernier. Les petites quantités de plomb qui restent dans le cuivre ne nuisent pas, comme il a été dit précédemment, à la malléabilité du métal. Le cuivre qui est destiné à la fabrication du laiton ne doit pas contenir de plomb, mais, comme il a été déjà dit, la porosité ne lui est pas nuisible.

De même que le plomb, la vapeur d'eau et l'acide carbonique ont aussi la propriété d'expulser du cuivre les gaz absorbés. *Hesse* dirige dans les lingotières fermées un courant d'acide carbonique, qui chasse les gaz absorbés. D'après *Stahl* (1886), le cuivre qui contient de petites quantités d'arsenic n'absorbe pas les gaz du perchage. Comme une proportion de 0,40 p. 100 d'arsenic peut être contenue dans le cuivre sans exercer d'influence fâcheuse sur les propriétés de ce dernier, l'arsenic constitue aussi, suivant *Stahl*, un moyen pour empêcher le cuivre de devenir poreux.

On peut aussi éviter ce dernier inconvénient en produisant la réduction de l'oxydure de cuivre, non par perchage, mais au moyen de corps qui ne dégagent pas de gaz lors de la réduction. A ces corps appartiennent le phosphore, le cuivre

¹ *Zeitschrift für Berg-Hütten- und Salinenwesen im Preuss. Staate*, 1873, XXI, 275 ; *Chemiker-Zeitung*, 1893, n° 92.

phosphoreux et le cupro-manganèse. Le phosphore réduit en cuivre l'oxydure de cuivre en donnant naissance à de l'acide phosphorique, qui se combine avec une autre partie d'oxydure en formant un phosphate de cuivre. Celui-ci se rend à la surface du bain métallique, où on peut en saupoudrant celle-ci de charbon le faire passer à l'état de cuivre phosphoreux. Au lieu du phosphore libre, il vaut mieux employer le cuivre phosphoreux. Lorsqu'on se sert de cupro-manganèse, c'est le manganèse qui est l'agent réducteur pour le protoxyde de cuivre.

Dès que le cuivre a acquis les qualités voulues, il faut procéder sans retard à son puisage. Beaucoup de cuivres perdent par un perchage trop longtemps prolongé leurs bonnes qualités, tandis que d'autres cuivres deviennent poreux. Cependant, un grand nombre de cuivres, comme l'auteur s'en est assuré par une longue expérience, restent inaltérés. Ils ne perdent ni leurs bonnes qualités, ni ne deviennent poreux. On nomme *cuivre surperché* (*überpoltes Kupfer* en Allemagne, *overpoled copper* en Angleterre), le cuivre qui a perdu ses bonnes qualités par un perchage trop longtemps continué.

Suivant l'opinion de *Karsten*, jusqu'en 1874, on attribua la perte des bonnes qualités du cuivre, à la suite d'un trop long perchage, à l'absorption de carbone par le métal liquide. Il a cependant été prouvé par *Hampe*, qu'en général le cuivre n'absorbe pas de carbone. Les recherches de ce chimiste, qui ont été mentionnées précédemment (p. 4), ont démontré qu'un trop long perchage enlève leurs bonnes qualités aux cuivres qui contiennent en dissolution certains sels et oxydes. Tels quels, ces corps n'exercent pas d'influence fâcheuse sur les propriétés du cuivre, mais il n'en est pas de même lorsqu'ils sont réduits à l'état métallique par leur contact avec les gaz du perchage. Ces sels sont, d'après *Hampe*, comme il a été déjà dit précédemment, les *sels de bismuth* surtout, en outre (mais n'ayant qu'une faible influence fâcheuse après leur réduction) l'arséniate et probablement aussi l'antimoniate de plomb, ainsi que l'antimoniate de cuivre. Parmi les oxydes, il faut surtout mentionner l'*oxyde de bismuth*; la combinaison d'oxydure de cuivre et d'oxyde de plomb ($2\text{Cu}^2\text{O}, \text{PbO}$), après sa réduction, ne nuit que dans une faible mesure aux propriétés du cuivre (voy. p. 3).

Comme il a été dit précédemment, il y a cependant des sels qui tels quels exercent sur les propriétés du cuivre une action plus nuisible que les métaux qui en sont séparés par réduction. Ce sont, d'après *Hampe*, l'arséniate de cuivre et le cuivre micacé déjà mentionné, lequel est un antimoniate de cuivre et de nickel, ($6\text{Cu}^2\text{O}, \text{Sb}^2\text{O}^5 + 8\text{NiO}, \text{Sb}^2\text{O}^5$).

Le cuivre surperché, qui renferme les éléments nuisibles mentionnés précédemment, doit être oxydé de nouveau et reperché jusqu'au degré convenable.

Le cuivre qui est devenu poreux à la suite d'un trop long perchage (cuivre qui, d'après *Stahl*, est exempt d'arsenic et de plomb) doit être traité comme il a été dit précédemment.

Le *puisage du cuivre* se fait avec des poches en fer enduites de chaux ou d'argile limoneuse. Les moules ou lingotières, dans lesquels le métal est coulé, sont en fonte ou en cuivre.

Les moules en fonte sont des châssis, qui reposent sur une plaque de fonte et de laquelle ils peuvent être enlevés. Le cuivre coulé dans ces moules est, pour des raisons non encore suffisamment connues, poreux sur sa face inférieure en contact avec le fond du moule. On admet bien que la plaque formant le fond de celui-ci se recouvre d'une couche mince d'oxyde, qui par son action sur le sulfure de cuivre encore contenu en petites quantités dans le cuivre produit un dégage-

ment d'acide sulfureux et par suite la porosité de la face inférieure du lingot. C'est pour cela que sur le fond des moules on verse d'abord une mince couche de cuivre et qu'on laisse celle-ci se refroidir jusqu'au-dessous du rouge. Sur la plaque de cuivre ainsi produite sur le fond du moule, on verse le reste du cuivre

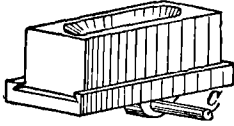


Fig. 128. — Moule pour le coulage du cuivre en lingots.

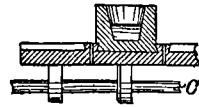


Fig. 129. — Moule pour le coulage du cuivre en lingots ; coupe transversale.

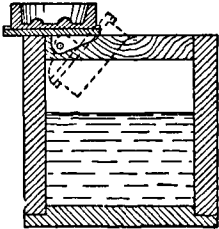


Fig. 130. — Moule disposé sur le bord d'une cuve remplie d'eau.

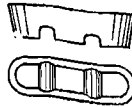


Fig. 131. — Lingot de cuivre.

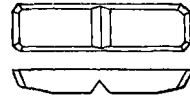


Fig. 132. — Lingot de cuivre anglais.

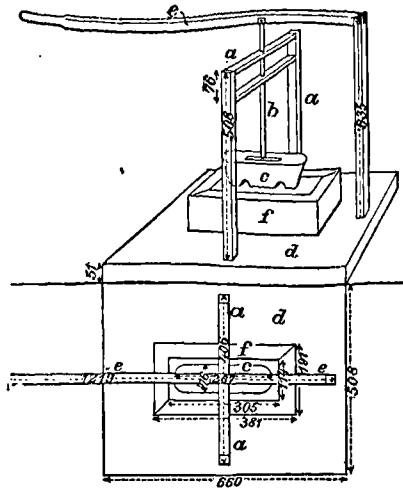


Fig. 133. — Presse pour la fabrication des moules en cuivre.

de façon à former une couche de l'épaisseur désirée. La plaque de fond poreuse est repassée au raffinage.

Lorsqu'on se sert de moules en cuivre, les lingots ne sont pas poreux à leurs surfaces de contact avec les parois du moule. On les emploie exclusivement pour le moulage de petits lingots. — Ces moules sont établis sur le bord d'une cuve remplie d'eau et ils sont mobiles autour d'un axe adapté parallèlement à leur côté le plus court, de façon que l'on puisse faire tomber dans l'eau le cuivre qu'ils renferment, lorsqu'il s'est refroidi jusqu'à un certain degré.

Afin que les lingots puissent être facilement divisés, ils sont pourvus d'entailles, pour la production desquelles le fond des moules porte des nervures transversales. Les figures 128 à 130 montrent la disposition des moules, les figures 131 et 132 la forme des lingots de cuivre. (La figure 132 est un lingot de cuivre anglais.) Les moules sont fabriqués à l'aide d'une presse particulière (fig. 133). Le cuivre liquide est versé dans la boîte en fer *f*. Avant qu'il ne soit solidifié, on y introduit, en pressant sur le levier *e*, le coin *c*, et on obtient ainsi un moule en cuivre de la forme désirée.

Pendant le puisage du cuivre, il faut de temps en temps prélever des essais. Si ceux-ci indiquent une oxydation du cuivre, il faut ramener le bain métallique à l'état normal en le soumettant à un perchage.

Le puisage exige une ou plusieurs heures, suivant l'importance de la charge.

La quantité de combustible consommée dépend de la pureté du cuivre, de l'importance de la charge et de la qualité du charbon. Elle oscille entre 33 et 65 p. 100 du poids du cuivre brut. Avec de grandes charges de 12 tonnes on admet, aux Etats-Unis, qu'elle s'élève à 30-33 p. 100 du poids du cuivre extrait (la teneur du cuivre brut étant de 94 à 95 p. 100).

Un four de raffinage peut marcher de 3 semaines à plusieurs mois (au Caucase 4 mois), avant que le renouvellement du revêtement de la sole soit devenu nécessaire. Dans l'Australie méridionale (Wallaroo), où la sole est creusée dans du grès et réparée avec de l'argile, celle-là dure plusieurs années.

Les *produits* de l'opération du raffinage sont du *cuivre raffiné* (appelé cuivre pour laiton ou cuivre à laminier suivant qu'il doit servir à la fabrication du laiton ou être laminé) et des *scories*, auxquelles on donne le nom de crasses ou de scories de raffinage.

Le cuivre destiné à la fabrication du laiton peut être poreux, mais ne doit pas contenir de plomb, tandis que celui qui doit être laminé et martelé ne doit pas être poreux, mais il souffre sans inconvénient de petites quantités de plomb.

Le cuivre employé comme conducteur du courant électrique ne doit contenir que des traces d'impuretés, parce que celles-ci diminuent sa conductibilité. Le cuivre le plus convenable pour cet usage est celui du Lac Supérieur (dit *cuivre du Lac*), ainsi que le cuivre préparé par électrolyse, dont il sera question plus loin.

Les éléments étrangers contenus dans les différentes sortes de *cuires raffinés* sont indiqués par les analyses suivantes :

	Chili	Espagne	
Fer	0,08-1,64	0,35	
Nickel et cobalt	—	—	
Argent.	—	—	
Arsenic	traces-0,5	0,25-3,31	
Antimoine	traces-0,5	traces-0,70	
Bismuth	traces	traces-0,04	
	Australie (Burra-Burra)	Lac Supérieur	Caucase (Kedabeg)
Fer	—	0,0077	0,0080
Plomb.	—	—	—
Nickel et cobalt	—	0,0146	—
Argent.	—	0,0289	0,1613
Arsenic	0,02	—	0,0151
Antimoine	—	traces	0,0087
Bismuth	—	—	—

	Cuivres anglais		Oural (Nischni- Tagilsk)
	Best selected copper	Best selected copper	
Fer	0,10-0,15	0,10	0,0034
Plomb	—	—	—
Nickel	—	—	—
Etain	—	—	0,0036
Argent	—	—	0,0032
Arsenic	—	—	0,0002
Antimoine	—	0,01	0,0042
Bismuth	—	—	—

La composition du cuivre raffiné du Mansfeld est indiquée par les analyses suivantes. I et II cuivres raffinés pour la fabrication du laiton, II et IV cuivres raffinés pour le laminage.

	I.	II.	III.	IV.
Cuivre	99,442	99,512	99,340	99,198
Argent	0,026	0,028	0,023	0,014
Plomb	0,006	0,042	0,204	0,206
Nickel et cobalt	0,317	0,279	0,298	0,467
Arsenic	0,025	indéterm.	0,030	0,061
Fer.	0,024	0,037	traces	traces
Soufre	—	—	indéterm.	indéterm.

La *scorie de raffinage* offre une composition très variable, suivant la pureté du cuivre brut et la période de l'opération du raffinage dans laquelle elle s'est formée. Elle représente un mélange de silicates et de cuivre métallique.

Voici, par exemple, la composition d'une scorie de raffinage du Pays de Galles :

Acide silicique	47,4
Oxydure de cuivre	36,2
Oxydure de fer	3,1
Protoxyde de nickel	0,4
Oxyde d'étain	0,2
Alumine	2,0
Chaux	1,0
Magnésie	0,2
Cuivre métallique	9,0

Afin d'en extraire le cuivre, on ajoute la scorie à la fonte des minerais ou des mattes ou bien, si elle renferme des quantités extractibles de nickel, on la traite seule pour cuivre nickelifère.

Voici quelques *exemples de raffinage du cuivre*.

A *Kedabeg*, dans le *Caucase*, au moment de la présence de l'auteur dans cette contrée, on raffinait en 8 heures dans de petits fours chauffés au bois, munis d'une soufflerie (dits fours sibériens) 80 à 90 puds (1 pud = 20 kilog.) de cuivre brut. En 24 heures, on traitait 3 charges; des 8 heures nécessaires pour le traitement d'une charge, étaient employées : 1/2 heure pour les réparations du four et le chargement du cuivre, 2 heures 1/2 pour la fusion, 3 heures 1/2 pour le soufflage et le bouillonnement et 1 heure 1/2 pour le perchage. La consommation de combustible s'élevait à 1 toise cube 1/4 de bois en 24 heures. Avec

100 puds de cuivre brut, on obtenait 82 puds de raffiné et 25 puds de crasses de raffinage tenant 30 à 50 p. 100 de cuivre. La composition du cuivre est donnée par les analyses suivantes :

	I.	II.
Cuivre	99,6900	99,6700
Or	0,0067	0,0066
Argent	0,0877	0,0958
Plomb	0,0110	0,0092
Fer.	0,0350	0,0273
Zinc	0,0731	0,1043
Nickel	0,0057	0,0083

Le cuivre destiné aux Asiatiques devait, suivant le désir de ces derniers, offrir extérieurement une belle couleur rouge rose. Pour obtenir cette couleur, on ajoutait du goudron de pin à l'eau où le cuivre était jeté après sa solidification dans les moules. Les campagnes de fusion d'un four de raffinage duraient 4 à 5 mois.

Les minerais du *Lac Supérieur*, composés de cuivre natif et de petites quantités de cuivre oxydulé, sont fondus dans des fours de raffinage et raffinés immédiatement après. Ils sont traités au *Lac Supérieur*, à *Détroit*, à *Hancock* et à *Pittsburgh*¹. Les minerais contiennent en moyenne 70 à 80 p. 100 de cuivre. On distingue : les gros morceaux de cuivre natif avec 94 à 97 p. 100 de cuivre, les minerais sablonneux provenant de la préparation mécanique avec 80 à 85 p. 100 de cuivre et les schlamms avec 30 à 40 p. 100 de cuivre. Les fours de raffinage ont déjà été décrits précédemment. La charge s'élève à 5-12 tonnes.

On charge d'abord les plus gros morceaux, puis les morceaux de grosseur de grain plus petite et finalement les minerais les plus fins. Les minerais sont mélangés avec un peu de scorie à 25-30 p. 100 de cuivre et avec 6 à 8 p. 100 de pierre calcaire. Comme ils sont exempts de soufre et d'autres éléments nuisibles, le raffinage proprement dit n'exige qu'un temps relativement court et il consiste en un soufflage et un perchage subséquent. La fusion des minerais dure 12 heures, après quoi on retire la scorie pendant 4 à 5 heures. Le soufflage qui suit la fusion, lequel est poussé jusqu'au suraffinage du cuivre, dure 1/2 heure à 2 heures et le perchage 2 heures. Le puisage du raffiné demande 2 heures. Pour préparer 6630 kilogr. de cuivre, on emploie 3620 kilogr. de houille.

Les scories sont fondues pour cuivre dans un four à cuve haut de 3^m,30, avec addition de 8 à 9 tonnes de chaux pour 20 tonnes de scories.

Voici, d'après les analyses d'*Egleston*, quels sont les éléments étrangers renfermés dans le cuivre du Lac, lequel se distingue par sa grande conductibilité pour le courant électrique et n'a d'égal sous ce rapport que le cuivre préparé par électrolyse.

	I.	II.	III.	IV.	V.	VI.
Fer.	—	—	0,005	—	0,030	0,05
Nickel	—	0,002	0,003	0,003	—	—
Cobalt	—	—	—	—	—	—
Argent	0,030	0,030	0,030	0,030	0,070	0,04
Oxygène	0,280	0,280	0,190	0,220	0,370	0,20

Au *Mansfeld* (*Gottesbelohnungshütte*), les résidus de l'extraction de l'argent par

¹ *Egleston, Engin. and Min. Journ.*, t. XXXIII, p. 167, 196 et 209.

la méthode Ziervogel, qui se composent principalement d'oxyde de cuivre et renferment environ 75 p. 100 de cuivre, sont, après mélange avec du charbon, réduits dans des fours de raffinage et ensuite raffinés. On mélange ces oxydes encore humides avec 10 p. 100 de houille et ensuite on les dessèche. La charge introduite dans le four décrit précédemment s'élève à 5-5,5 tonnes de résidus. L'opération du raffinage proprement dit ne dure pas longtemps, parce que pendant la réduction et la fusion il s'est déjà produit une scorification et une volatilisation des éléments étrangers. Le soufflage et le bouillonnement font par suite défaut. Au bout de 8 heures, la réduction, la fusion et la scorification sont terminées, et après l'élimination de la scorie, on procède au premier perchage, qui dure 2 heures 1/2 à 3 heures, puis au second perchage, qui dure 1 heure. Le puisage du cuivre exige 2 heures. Après avoir laissé vide la sole pendant 2 ou 3 heures, temps pendant lequel on y fait les réparations nécessaires, on la charge à nouveau. Le cuivre raffiné qui est destiné à la fabrication du laiton doit être poreux et il doit contenir une certaine quantité de protoxyde de cuivre. Le premier perchage exige, par suite, dans ce cas moins de temps que lors de la préparation du cuivre à laminer, qui ne doit pas renfermer d'oxydure, ni être poreux. Afin de faire disparaître les pores, ce cuivre est additionné d'une petite quantité de plomb.

La quantité de combustible employée s'élèverait à 45-50 p. 100 du poids des résidus traités. Les campagnes de raffinage durent 3 à 4 semaines.

Les crasses de raffinage sont fondues dans des fours à cuve pour cuivre brut, qui est traité pour cuivre ampoulé dans des fours à réverbère avec soufflerie (*Spleissöfen*) et ensuite pour cuivre raffiné dans des fours de raffinage. Les crasses provenant du traitement pour cuivre ampoulé renferment le nickel qui se trouvait dans le cuivre et elles sont pour cette raison fondues dans des fours avec de la pyrite de fer pour une matte nickelifère. Le rendement total en cuivre, après le traitement des crasses, s'élève à 99,4 p. 100.

Au Mansfeld, on préparait autrefois du cuivre brut avec les résidus de la désargentation de Ziervogel, en fondant ces derniers dans des fours à cuve; le cuivre brut obtenu était ensuite soumis au raffinage. On chargeait 5 à 5,7 t. du métal brut. Le chargement durait 1 heure, la fusion 6 à 7 heures, le soufflage 2 heures à 2 h. 1/2, le bouillonnement 3 à 4 heures, le premier perchage 2 h. 1/2 à 3 heures, le second perchage 1 heure, le puisage 2 heures. On obtenait 80 p. 100 de cuivre raffiné et 20 p. 100 de crasses.

Le cuivre raffiné du Mansfeld, provenant du traitement direct des résidus de l'extraction de l'argent en 1880, contenait les éléments étrangers suivants :

	I.	II.
Argent.	0,028 à 0,030	0,016 à 0,020
Plomb.	0,043 à 0,103	0,134 à 0,259
Fer.	0,025 à 0,132	0,019 à 0,024
Nickel	0,239 à 0,275	0,101 à 0,144

A *Öher*, le cuivre brut argentifère est raffiné en vue de la préparation de plaques d'anodes pour la séparation du cuivre et de l'argent. Les fours de raffinage sont disposés comme ceux du Mansfeld. La charge est de 6 à 7 tonnes (ordinairement 4,5 t. de cuivre brut et 1,5 à 2 t. de résidus d'anodes de l'électrolyse ou de cuivre étranger). La fusion dure 6 à 7 heures, le soufflage 4 heures, le bouillonnement 2 à 3 heures, le premier perchage 1 heure, le second perchage 1 heure, le per-

chage final 1 heure et le puisage 1 heure. Avec le chargement et les réparations, la durée totale de l'opération est de 24 heures. Le rendement s'élève à 89-90 p. 100 de plaques d'anodes avec 98,5 p. 100 de cuivre.

II. — Extraction du cuivre par voie humide.

On emploie la voie humide pour l'extraction du cuivre lorsqu'on a affaire à des minerais qui sont si pauvres en ce métal que son extraction par voie ignée n'est pas rémunératrice. Elle peut dans des circonstances favorables être encore suivie pour des minerais avec une teneur de 0,5 à 1 p. 100 de cuivre. Elle est en outre appliquée à l'extraction du cuivre des produits métallurgiques aurifères et argentifères.

Cette méthode consiste à faire passer dans des solutions aqueuses, à l'aide de dissolvants appropriés, le cuivre qui se trouve à l'état de combinaison convenable pour la dissolution et ensuite à précipiter le métal de ces solutions au moyen de précipitants appropriés. Le cuivre renfermant du nickel est traité par voie sèche pour cuivre raffiné. Si le cuivre n'est pas contenu dans les minerais ou les produits métallurgiques sous forme d'une combinaison convenable pour la dissolution, il faut, avant celle-ci, le faire passer sous cette forme.

Les minerais desquels le cuivre est extrait par voie humide renferment ce dernier à l'état d'oxyde, de carbonate, de sulfate ou de sulfure. (Les phosphates et arsénates, à cause de leur rareté, ne sont qu'exceptionnellement traités par voie humide.)

De ces minerais, à l'exception de ceux qui renferment le cuivre sous forme de sulfure, le cuivre peut être dissous avec une rapidité suffisante à l'aide de dissolvants peu coûteux.

Des minerais qui contiennent le cuivre à l'état de combinaison sulfurée, le métal ne peut être extrait au moyen de dissolvants peu chers (sulfate de peroxyde de fer) que très lentement et incomplètement. Les dissolvants énergiques du sulfure de cuivre, l'eau régale, l'acide azotique, le chlore, l'acide chlorhydrique concentré bouillant, sont trop chers pour pouvoir être employés dans ce but sur une grande échelle. On est par suite forcé, avant de pouvoir dissoudre le cuivre du sulfure, de le faire passer d'abord dans un état de combinaison convenable pour la dissolution à l'aide de dissolvants peu coûteux (eau, acide chlorhydrique, acide sulfurique, solutions de chlorures métalliques).

Nous avons donc à distinguer :

1^o L'extraction du cuivre des minerais qui le contiennent sous forme d'oxyde ou de carbonate.

2^o L'extraction du cuivre des minerais qui le renferment à l'état de sulfate.

3^o L'extraction du cuivre des minerais qui le contiennent sous forme de sulfure.

Dans tous ces cas, le cuivre est dissous sous forme de sulfate ou de chlorure et précipité de la dissolution au moyen de fer à l'état de métal ou, mais exceptionnellement, par l'hydrogène sulfuré à l'état de sulfure ou bien au moyen de la chaux à l'état d'hydroxyde ou d'oxydure.

1. — Extraction du cuivre des minerais qui le contiennent à l'état d'oxyde ou de carbonate.

Le bioxyde de cuivre ne se rencontre qu'exceptionnellement en quantités telles qu'il puisse être l'objet de l'extraction du cuivre par voie humide.

L'azurite et la malachite se trouvent au contraire beaucoup plus fréquemment. Pendant un certain temps, à Linz sur le Rhin, le phosphate de cuivre (avec la malachite) a été l'objet de l'extraction du cuivre par cette voie.

a. — Dissolution du cuivre.

Des combinaisons précédentes, le cuivre peut être amené à l'état de dissolution à l'aide de l'acide sulfurique, de l'acide chlorhydrique, du protochlorure de fer, de combinaisons ammoniacales, de l'hyposulfite de sodium et du sulfate de peroxyde de fer. Toutefois, parmi ces dissolvants, les acides sulfurique et chlorhydrique et le protochlorure de fer sont les seuls dont on fasse usage.

Les autres n'ont jusqu'à présent été employés qu'à titre d'essai, et ils agissent trop lentement ou incomplètement ou bien ils sont trop chers.

Les acides sulfurique et chlorhydrique agissent très énergiquement. L'emploi de ces corps dépend uniquement de leur prix. Si celui-ci est peu élevé, on s'en servira exclusivement et on les préférera au protochlorure de fer, dont l'action est beaucoup plus lente. Dans les localités où des fabriques de soude par le procédé Leblanc se trouvent dans le voisinage de l'usine métallurgique, l'emploi de l'acide chlorhydrique doit évidemment être recommandé. On ne s'est encore que peu servi du protochlorure de fer et cela avec des résultats variables. Aux États-Unis de l'Amérique du Nord et dans la Transylvanie, on a employé un mélange de solutions de sulfate de protoxyde de fer et de sel marin, dans lequel le protochlorure de fer constitue le dissolvant (procédé Hunt-Douglas). Aux États-Unis, on a remplacé dans ces derniers temps le protochlorure de fer par l'acide sulfurique, auquel on ajoute du protochlorure de fer après la lixiviation (nouveau procédé Hunt-Douglas).

Pour que l'on puisse employer des acides, il faut que les minerais ne contiennent pas en grandes proportions d'autres corps solubles dans les acides, surtout des carbonates. Des carbonates étrangers sont aussi nuisibles pour l'emploi du protochlorure de fer.

Lixiviation par l'acide sulfurique.

On emploie l'acide sulfurique tout formé, ou bien on fait agir sur les minerais à lessiver de l'acide sulfureux, des gaz nitreux et de la vapeur d'eau.

Lorsqu'on se sert d'acide sulfurique liquide (ce qu'il est convenable de faire lorsque des fabriques de cet acide se trouvent dans le voisinage de l'usine), on emploie des vases en plomb laminé (entouré de bois) ou en pierre résistant aux acides. En petit, on peut aussi se servir de vases en grès. Le bioxyde de cuivre, l'azurite, la malachite, ainsi que l'arséniate de cuivre se dissolvent facilement dans l'acide, le phosphate de cuivre s'y dissout un peu plus difficilement. Il est convenable d'abandonner pendant longtemps au contact de l'air, après l'avoir humecté avec l'acide, l'oxydure de cuivre (cuivre oxydé rouge), qui est ainsi transformé en bioxyde.

A *Stadtberge, en Westphalie, et à Linz sur le Rhin*, on sulfatait autrefois des minerais (qui contenaient de 1 à 2 p. 100 de cuivre) au moyen d'acide sulfureux, de gaz nitreux et de vapeur d'eau, et ensuite on les lessivait. Les minerais traités à *Stadtberge* étaient l'azurite et la malachite, qui étaient disséminés dans un schiste siliceux ; à *Linz (Sternier Hütte)*, on traitait des carbonates et des phosphates du cuivre. Les vases à lixiviation étaient des bassins en maçonnerie de 0^m,94 de profondeur. Ils étaient pourvus, au-dessus de leur fond proprement dit, d'un faux-fond ou grille en pierre inattaquable par les acides (à *Stadtberge* en pierre réfractaire, à *Linz* en basalte), qui reposaient sur des briques placées de champ. Sur cette grille, on déposait les minerais à lessiver, et au-dessous on faisait arriver les gaz indiqués plus haut. L'acide sulfureux était produit par grillage de pyrites dans des fours à cuve ou de blende dans des fours à moulles, les gaz nitreux par chauffage de salpêtre de soude avec de l'acide sulfurique. Aux dépens de l'acide sulfureux, des gaz nitreux et de la vapeur d'eau, il se formait de l'acide sulfurique, qui transformait en sulfate les carbonates et les phosphates du cuivre. Au bout de 8 à 10 jours, le sulfate de cuivre était lessivé avec de l'eau ou des eaux-mères acides de la précipitation du cuivre. La lixiviation était effectuée comme le sont en général toutes les opérations de ce genre, c'est-à-dire qu'on faisait agir l'eau fraîche ou l'eau-mère exempte de cuivre sur le minerai le plus épuisé, tandis qu'on mettait en contact avec du minerai frais jusqu'à saturation complète (22 à 26° B.) la lessive presque saturée. On dirigeait la lessive sortant des bassins dans des réservoirs collecteurs, d'où, à l'aide de pompes, on la déversait de nouveau sur les minerais. Ce procédé, au moyen duquel le cuivre était extrait jusqu'à 1/4 p. 100, est abandonné depuis longtemps. A *Stadtberge*, tant qu'il y a eu des minerais salins, on a employé, à la place de l'acide sulfurique, l'acide chlorhydrique, qui est d'un prix moins élevé.

Lixiviation par l'acide chlorhydrique.

L'acide chlorhydrique a sur l'acide sulfurique l'avantage de ne pas former autant de sels basiques que ce dernier (le sulfate de fer en solution se décompose au contact de l'air en sulfate basique et acide sulfurique) et il donne pour cette raison des lessives, qui ne contiennent que peu d'acide libre et qui, par suite de cela, exigent lors de la précipitation du cuivre moins de fer que les lessives contenant du sulfate de fer. Il attaque au contraire plus fortement le peroxyde de fer que l'acide sulfurique et avec des minerais renfermant de grandes quantités de cet oxyde il doit être, par suite, moins recommandé que l'acide sulfurique.

Il était employé autrefois avec avantage à *Stadtberge, en Westphalie*, pour extraire de schistes siliceux tenant 0,5 à 2 p. 100 de cuivre le métal qu'ils renfermaient sous forme de malachite et d'azurite.

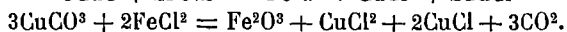
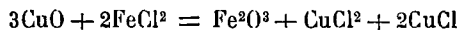
Les vases à lixiviation étaient des cuves en bois de forme prismatique, hautes de 1^m,26 et entourées d'une couche d'argile épaisse de 0^m,33 ; elles étaient munies d'une grille en bois, sur laquelle on chargeait les minerais. Les premières cuves construites contenaient 29 tonnes de minerai. Plus tard, on en construisit d'une capacité de 90 tonnes. Toutes les cuves se trouvaient sur le même plan. La lixiviation avait lieu méthodiquement : on mettait en contact l'acide chlorhydrique frais (à 12-13° B., que l'on se procurait dans des fabriques de soude) avec du minerai presque exempt de cuivre, et la lessive presque saturée avec du minerai frais, jusqu'à sa saturation complète (qui était atteinte à 19-20° B.). On laissait

séjourner les lessives pendant 12 heures dans chaque cuve à minerai. Au bout de 10 à 12 jours, la saturation de la lessive était atteinte. On faisait circuler celle-ci au moyen de roues à augets et de pompes. Lorsque la lessive avait traversé les minerais, on la faisait écouler par des bondes pratiquées dans le fond incliné des cuves pour l'amener dans des réservoirs collecteurs, desquels elle était montée sur les différentes cuves au moyen des dispositifs indiqués plus haut. Le minerai épuisé était encore laissé en contact avec de l'eau pendant 12 à 15 heures et il était ensuite lavé encore pendant 12 heures. L'acide chlorhydrique frais était étendu avec une partie des eaux-mères acides. Pour 100 parties en poids de cuivre, on employait 550 à 700 parties en poids d'acide chlorhydrique à 12-13° B. Ce mode de lixiviation dut être supprimé, parce que le carbonate de cuivre fut remplacé par du sulfure.

A *Twiste* (*Waldeck*), on a essayé autrefois de lessiver par l'acide chlorhydrique des minerais de cuivre (malachite et azurite) du grès bigarré avec une teneur en ce métal de 0,75 à 1 p. 100. Le procédé dut être abandonné, parce que les minerais étaient calcaires (0,5 à 1 p. 100 de chaux). L'acide chlorhydrique ne dissolvait le cuivre qu'après avoir dissous la chaux.

Lixiviation avec des liquides contenant du protochlorure de fer.

Le bioxyde et le carbonate de cuivre sont décomposés par une solution de protochlorure de fer; il se forme du bichlorure de cuivre, du protochlorure de cuivre et du peroxyde de fer, et avec les carbonates il se dégage en outre de l'acide carbonique :



Le peroxyde de fer se sépare sous forme d'un précipité, tandis que le bichlorure et le protochlorure de cuivre sont dissous. (Le protochlorure de cuivre, qui n'est pas soluble dans l'eau, est maintenu en solution par l'excès des chlorures métalliques.)

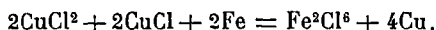
L'action de la solution de protochlorure de fer sur le carbonate de cuivre avait déjà été mise en évidence, en 1862, par les expériences de *Schaffner* et *Unger*, tandis que l'emploi du protochlorure de fer pour la dissolution du bioxyde de cuivre a été proposé quelques années après par les américains *Hunt* et *Douglas*. Ces derniers ont fondé sur la manière dont se comporte le protochlorure de fer en présence du bioxyde de cuivre le procédé connu sous le nom de *procédé Hunt et Douglas*, lequel a été introduit dans quelques localités des Etats-Unis de l'Amérique du Nord, mais a été dans ces dernières années considérablement modifié.

Comme le bioxyde de cuivre ou les carbonates de cuivre conviennent seuls pour ce procédé, il faut transformer préalablement par grillage en présence de l'air l'oxydure de cuivre en bioxyde.

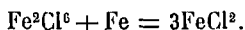
D'après le procédé primitif, le liquide dissolvant — solution de protochlorure de fer — était préparé avec du sel marin et du sulfate ferreux, corps qui se décomposaient en protochlorure de fer et sulfate de sodium. On dissolvait dans 1000 parties d'eau 120 parties de sel marin et on ajoutait ensuite 280 parties de sulfate ferreux, puis 200 parties de sel marin. Après qu'on avait séparé le liquide du sulfate de sodium cristallisé qui s'y était déposé, on pouvait s'en servir. Dans des tonneaux en bois munis d'agitateurs, le minerai pulvérisé était délayé avec le liquide, chauffé

à 70°, jusqu'à extraction complète du cuivre. Ensuite avait lieu, par filtration, la séparation du peroxyde de fer précipité et des résidus.

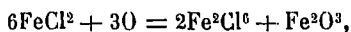
La lessive était alors traitée par le fer, et le cuivre était ainsi précipité et le liquide dissolvant primitif régénéré. Avec le protochlorure de cuivre et le fer, il se forme du protochlorure de fer et du cuivre, tandis que s'il se trouve du bichlorure de cuivre à côté du protochlorure, comme c'est ici le cas, il se forme d'abord du perchlorure de fer, d'après l'équation :



Mais le perchlorure de fer au contact du fer se transforme en protochlorure, d'après l'équation :



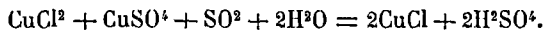
Par suite de l'action de l'oxygène de l'air atmosphérique sur le liquide, on ne peut pas éviter la formation d'un précipité de perchlorure de fer basique (oxychlorure de fer) aux dépens du protochlorure de fer, d'après l'équation :



ce qui fait toujours perdre une certaine quantité de chlore et que du cuivre (sous forme de bioxyde ou de bichlorure) est ainsi retenu mécaniquement. C'est pour cela qu'il est nécessaire de toujours remplacer la perte en chlore par de nouveau sel marin. L'argent qui peut être présent est transformé en chlorure par le bichlorure de cuivre de la solution et dissous par la lessive de sel marin en excès.

L'avantage du procédé consiste dans l'emploi de quantités relativement faibles de fer pour la précipitation du cuivre, parce que une partie de ce dernier est à l'état de protochlorure et que la précipitation du cuivre de solutions de protochlorure de cuivre exige moitié moins de fer que celle des solutions de bichlorure. Mais il a l'inconvénient de donner lieu à la formation de sels basiques, et en outre la séparation du liquide d'avec les résidus est rendue difficile par l'hydroxyde de fer précipité, qui bouche les filtres. L'entraînement de l'argent constitue aussi un inconvénient, lorsqu'on a affaire à des minerais qui, après l'extraction du cuivre, doivent être soumis à un traitement particulier pour argent.

Afin d'éviter ces inconvénients, le procédé a été modifié de la manière suivante par *Sterry Hunt*. On lessive le cuivre avec de l'acide sulfurique étendu et à la lessive on ajoute du protochlorure de fer ou du chlorure de calcium. Il se forme du bichlorure de cuivre. Lorsqu'on emploie le chlorure de calcium, il se produit un précipité de sulfate de calcium, qui doit être séparé du liquide contenant le bichlorure de cuivre. Dans la solution de bichlorure de cuivre, on ajoute de l'acide sulfureux, ce qui précipite le cuivre à l'état de protochlorure, d'après l'équation :



Le protochlorure de cuivre est séparé du liquide et traité par le fer ou un lait de chaux ; on obtient alors du cuivre métallique ou de l'oxydure de cuivre et des solutions de protochlorure de fer ou de chlorure de calcium.

Dans le liquide séparé par filtration du précipité de protochlorure de cuivre on fait passer, à l'aide d'un injecteur Körtling, un courant d'air chaud, qui expulse l'acide sulfureux libre qu'il renferme encore. Le liquide ainsi traité, consistant surtout en acide sulfurique, sert de nouveau comme liqueur dissolvante pour le cuivre, tandis que le liquide provenant de la précipitation du cuivre par le fer ou le lait de chaux, lequel se compose de protochlorure de fer ou de chlorure

de calcium, sert de nouveau pour la chloruration du cuivre dans la solution de sulfate de cuivre. L'oxydure de cuivre obtenu lors du traitement du protochlorure de cuivre par un lait de chaux doit être fondu pour cuivre avec du charbon.

Ce procédé offre les avantages suivants : il ne se forme pas d'hydroxyde de fer, comme cela a lieu dans le procédé primitif Hunt-Douglas, l'argent n'est pas dissous par l'acide sulfurique étendu et, comme tout le cuivre se trouve à l'état de protochlorure, la précipitation de ce métal exige comparativement une petite quantité de fer. Le cuivre précipité doit aussi être très-pur.

Ce procédé n'est pas employé pour les minerais, mais il a été introduit à *Kansas City, Etat de Missouri* (Etats-Unis de l'Amérique du Nord), pour l'extraction du cuivre de mattes plombées cuprifères et argentifères grillées.

Actuellement, il n'a encore été publié aucunes indications détaillées relativement aux résultats économiques du procédé.

A *Deva, dans la Transylvanie*, on a, d'après *Hauch*, employé pour des minerais contenant de la malachite, avec 2 p. 100 de cuivre, un procédé avec le protochlorure de fer comme dissolvant, qui est différent de celui de Hunt-Douglas. Les minerais finement bocardés étaient introduits par quantités de 600 kilogrammes dans des cuves à lixiviation avec double fond (le fond supérieur était percé de trous) et étendus sur le fond supérieur. On faisait ensuite couler dans la cuve une solution froide de protochlorure de fer, en quantité suffisante pour que le niveau du liquide se trouvât à 20 centimètres au-dessus de la surface supérieure de la couche de minerai. En retournant fréquemment le minerai, on écoulait la lessive par le fond proprement dit des caisses pendant trois heures et on la remontait toujours sur le minerai. On ajoutait ensuite à la lessive 12 kilogr. d'acide chlorhydrique à 20° B., après quoi on faisait passer le liquide pendant 12 heures (en le remontant continuellement) à travers la couche de minerai, qui était retournée fréquemment. De cette façon, le cuivre était extrait des minerais jusqu'à 0,12 p. 100. Le métal était précipité de la lessive au moyen du fer. Toutefois, ce procédé n'est pas exempt des inconvénients signalés plus haut.

Des tentatives, demeurées sans résultat, avaient été faites à *Rochlitz, dans le Riesengebirge*, dans les cinquante premières années de ce siècle, en vue de l'extraction du cuivre de grès contenant de l'azurite et de la malachite au moyen du protochlorure de fer.

Lorsqu'on traite des minerais de cuivre calcaires, il se produit encore cet inconvénient, que le protochlorure de fer et le carbonate de calcium se transforment au contact de l'air en chlorure de calcium et hydroxyde de fer.

Lixiviation avec d'autres dissolvants.

Le carbonate d'ammonium peut être employé avec les minerais dont les gangues et les éléments étrangers sont attaqués par les acides, par exemple avec des minerais calcaires, contenant des carbonates de cuivre. Mais, dans ce cas, il ne doit pas y avoir de sulfates, parce que avec le carbonate d'ammonium ils se transforment en sulfate d'ammonium et carbonate de calcium. Les expériences effectuées jusqu'à présent dans cette direction n'ont pas été heureuses, parce qu'on n'avait pas employé d'appareils imperméables à l'ammoniaque et que la précipitation du cuivre, qui ne peut pas être faite par le fer, était effectuée par l'hydrogène sulfuré, le sulfure de calcium ou le sulfure de baryum. Cependant, en

employant des vases en fer, les pertes d'ammoniaque peuvent être évitées. Par distillation de celle-ci, le cuivre peut être extrait sous forme de bioxyde, procédé dans lequel on peut en même temps récupérer l'ammoniaque volatilisée.

L'*hyposulfite de sodium* a été proposé par *Strohmeyer* pour la dissolution du carbonate de cuivre. De la dissolution, le cuivre doit être précipité par le sulfure de sodium. Cependant, ce procédé n'a pas été appliqué, parce que la solution se décompose facilement et que la dissolution est retardée en présence de chaux.

Le *sulfate de peroxyde de fer* n'est pas employé seul, mais en combinaison avec la lixiviation par l'acide sulfurique. Il se trouve contenu dans les eaux-mères de la précipitation du cuivre par le fer des solutions de sulfate. Ces eaux-mères, après que le sulfate ferreux en a été séparé par cristallisation, sont employées avec de l'acide sulfurique frais pour la lixiviation.

Elles agissent aussi bien par l'acide sulfurique que par le sulfate de peroxyde de fer qui s'y trouve contenu. Le sulfate de protoxyde de fer dissout aussi le bioxyde de cuivre avec séparation de sulfate de peroxyde de fer basique. Le sulfate de peroxyde de fer agit d'après l'équation suivante :



b. — Précipitation du cuivre.

Le cuivre se trouve dans les lessives sous forme de sulfate, de bichlorure ou de protochlorure. Le précipitant à peu près exclusivement employé pour ces lessives est le fer. On se sert aussi du fer comme précipitant pour le protochlorure de cuivre solide qui a été séparé de lessives chlorurées à l'aide de l'acide sulfureux.

Les autres précipitants, qui ne sont d'ailleurs qu'exceptionnellement employés (lorsqu'on manque de fer ou que ce métal est à un prix élevé), sont l'hydrogène sulfuré ou des solutions aqueuses de sulfures métalliques, par lesquels le cuivre est séparé sous forme de sulfure, puis le lait de chaux pour les solutions de bichlorure et de protochlorure de cuivre ou pour le protochlorure de cuivre solide. Du bichlorure de cuivre, le cuivre est séparé par le lait de chaux à l'état d'hydroxyde, du protochlorure à l'état d'oxydule. Des solutions sulfatées, le cuivre est également précipité sous forme d'hydroxyde, mais il est mélangé avec du sulfate de calcium précipité en même temps. Les précipités d'hydroxyde produits par le lait de chaux sont très volumineux et ne peuvent être fondus que difficilement. Jusqu'à présent, la précipitation du cuivre sous forme de sulfure (voy. p. 188) ou sous forme d'hydroxyde ou d'oxydule, n'a pas été appliquée d'une manière suivie.

La *précipitation du cuivre par le fer* exige que les lessives renferment des quantités aussi faibles que possible d'acide libre et de sels de peroxyde de fer, parce que autrement il se dissout une grande quantité de fer, sans avoir contribué à la précipitation du cuivre.

D'après la théorie, 88,8 parties en poids de fer sont nécessaires pour la précipitation de 100 parties en poids de cuivre des solutions de sulfate et de bichlorure de cuivre ; pour précipiter la même quantité de cuivre des solutions de protochlorure ou du protochlorure solide, il ne faut au contraire que 44,4 parties en poids de fer.

Mais, en réalité, la quantité de fer consommée est beaucoup plus grande,

parce qu'on ne peut pas obtenir des lessives exemptes d'acide et de sels de peroxyde de fer. En présence de grandes quantités de ces corps, la consommation du fer pour 100 parties de cuivre s'élève à 200 ou 300 parties, surtout avec des lessives sulfatées ferrugineuses. Par un long contact avec l'oxygène de l'air, le sulfate ferreux se décompose alors dans les lessives en acide sulfurique libre et ferri-sulfate. L'acide sulfurique libre dissout le fer. Les ferrisulfates se transforment, en absorbant du fer, en ferrosulfates.

Le perchlorure de fer contenu dans les lessives chlorhydriques se convertit, en absorbant du fer, en protochlorure de fer.

Un inconvénient particulier de la formation de sels basiques consiste en ce que ceux-ci altèrent la pureté du cuivre précipité (cuivre de ciment).

C'est pour cela qu'il est nécessaire, avant la précipitation, d'éliminer autant que possible les acides et les sels de peroxyde de fer et d'effectuer la précipitation elle-même aussi rapidement que possible.

Le meilleur moyen pour éliminer les acides ou empêcher la formation de sels basiques, c'est de laisser agir les lessives sur les minerais jusqu'à ce qu'elles soient complètement neutres et d'effectuer ensuite immédiatement la précipitation du cuivre. On a en outre proposé de neutraliser les lessives par la chaux, de séparer préalablement les sels basiques en chauffant les lessives, de réduire le ferrisulfate en ferrosulfate par l'acide sulfureux. Mais ces moyens n'ont trouvé qu'un emploi très restreint.

Les lessives troubles doivent, avant la précipitation, être clarifiées dans des réservoirs particuliers. Si les lessives contiennent de l'argent, on précipite ce métal, avant le cuivre, par le cuivre, l'iode de potassium, l'hydrogène sulfuré ou en insufflant dans la lessive du fer en poudre fine.

Pour l'élimination de l'arsenic et de l'antimoine (corps qui sont précipités par le fer en même temps que le cuivre) des lessives, on a aussi proposé différents moyens, qui cependant, à cause de leur imperfection, n'ont trouvé que rarement emploi. D'après *Down*¹, l'antimoine et l'arsenic ne sont précipités par le fer que des lessives fortement acides, mais non de celles qui ne le sont que faiblement. Suivant *Kinziget* et *Lunge*², ainsi que suivant *Gibb*, ils sont au contraire précipités complètement par le fer. Le précipité offrirait une composition analogue à celle du vert de Scheele.

On emploie le fer sous forme de fer ductile, de fonte, d'éponge de fer et de lous de fer. Le fer pulvérulent, sous forme d'éponge de fer moulue, agit le plus rapidement, viennent ensuite la tournure de fer, puis la tôle (déchets des laminoirs et des fabriques de boutons). Le fer ductile donne un cuivre de ciment à gros grains, qui n'adhère que peu. La fonte grise, qui agit plus rapidement que la fonte blanche, donne un précipité plus pulvérulent, tandis que la fonte blanche précipite le cuivre en masses cohérentes. Le graphite contenu dans le fer se sépare lors de la précipitation et altère la pureté du cuivre de ciment.

On peut aussi employer pour la précipitation du cuivre des déchets de fer-blanc. Lorsque le cuivre se trouve en solution à l'état de bichlorure, l'étain se sépare sous forme de bioxyde.

La précipitation du cuivre peut être favorisée par le chauffage de la lessive, par le mouvement de celle-ci et par une surface du fer aussi grande que possible (c'est pour cela que la forme pulvérulente est la meilleure).

¹ *Dingler's Journal*, CCXXIV, 195.

² *Ibid.*, CCXIX, 330.

Le chauffage de la lessive peut avoir lieu aussi bien directement qu'indirectement : dans le premier cas, on met la flamme du foyer en contact immédiat avec la lessive ou bien on y fait passer un courant de vapeur d'eau ; dans le second, on fait passer les gaz du foyer ou la vapeur d'eau à travers des tubes disposés dans les vases à précipitation.

Le mouvement de la lessive peut être produit à l'aide d'appareils agitateurs particuliers installés dans les vases à précipitation, ou en faisant tourner ces vases qui alors sont fermés, ou bien en insufflant de l'air dans la lessive, ou bien encore en faisant passer celle-ci à travers une série de vases établis en gradins les uns au-dessous des autres. Les vases à précipitation sont des caisses, des auges ou des cuves en bois, qui dans beaucoup de cas sont revêtues de plomb. La précipitation du cuivre est terminée, lorsque la surface polie d'un morceau de fer plongé dans la lessive ne se recouvre plus de cuivre.

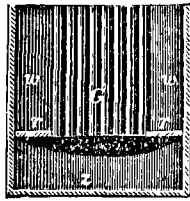


Fig. 134. — Cuve cylindrique en bois employée à Stadberge pour la précipitation du cuivre par le fer.

A *Stadberge*, la précipitation du cuivre de la solution chlorhydrique a lieu dans une cuve cylindrique en bois entourée d'argile pilonnée. Dans cette cuve se trouve un deuxième cylindre sans fond, fait avec des lattes en bois et qui est relié au cylindre extérieur par une grille également formée de lattes en bois, disposées en rayons. Dans le cylindre intérieur se trouve une aile agitatrice en bois fixée à un arbre vertical. Le fer destiné à la précipitation est déposé sur la grille entre la cuve et le cylindre en lattes.

Le mouvement de l'aile agitatrice, laquelle tourne avec l'arbre vertical (qui de son côté est mû au moyen d'un pignon), pousse la lessive sur le fer et le cuivre précipité par ce dernier vient se déposer au fond de la cuve, d'où il est retiré de temps en temps.

La figure 134 représente la disposition de cet appareil, qui fonctionne très bien. G est le cylindre intérieur à claire-voie, r la grille en bois horizontale, sur laquelle est déposé le fer devant servir à la précipitation, z est le fond de la cuve, sur lequel se rassemble le cuivre précipité.

A *Stadberge*, on employait, lors de la précipitation du cuivre de la solution chlorhydrique, 127 parties en poids de fer pour 100 parties en poids de cuivre. Dans le procédé *Hunt-Douglas* (ancien procédé), on emploie pour 100 parties de cuivre 60 à 70 parties de fer ; dans le nouveau procédé, où le cuivre est précipité du protochlorure, on en emploie encore beaucoup moins (30 parties). La précipitation du cuivre des solutions sulfatées exige la plus grande quantité de fer (200 à 300 parties pour 100 parties de cuivre).

Comme produits de la précipitation du cuivre par le fer, on obtient du cuivre de ciment et des eaux-mères. Le *cuivre de ciment* est un mélange de cuivre

métallique avec des sels de fer basiques, des particules de fer, du graphite, ainsi qu'avec de l'acide silicique, de l'antimoine, de l'arsenic et de l'arséniate de peroxyde de fer. Il est, autant que cela se peut, dépouillé par le lavage de ces matières étrangères et, s'il est impur, il est d'abord fondu pour cuivre brut, autrement il est raffiné directement. (Voyez Traitement du cuivre de ciment, p. 222.)

Les eaux-mères contiennent surtout des sulfates ou des chlorures du fer.

Les eaux-mères sulfatées sont traitées pour sulfate de protoxyde de fer et, dans ce but, évaporées et abandonnées à cristallisation, ou bien on les emploie de nouveau comme dissolvant. On se sert d'une partie des chlorures lors de la dissolution du cuivre. Dans le procédé Hunt-Douglas, on les réduit en protochlorure, qui sert de nouveau comme dissolvant.

2. — Extraction du cuivre des minerais qui le contiennent à l'état de sulfate.

Le cuivre qui se trouve à l'état de sulfate est dissous au moyen de l'eau. De la solution, le cuivre est précipité par le fer. Très fréquemment, le cuivre se trouve en dissolution sous forme de sulfate dans les eaux des mines, dites *eaux cimentatoires* et on n'a qu'à l'en précipiter.

La lixiviation du sulfate des minerais a lieu dans des cuves en bois ou dans des caisses en bois ou en maçonnerie ou bien en tas libres établis sur une aire en argile pilonnée. Les caisses en bois sont entourées d'argile ou leurs joints sont bouchés avec du chanvre goudronné ou du mastic de minium. Les caisses en maçonnerie sont rendues étanches par l'application d'asphalte ou de ciment sur leur surface intérieure. Au-dessus du fond proprement dit des vases à lixiviation, se trouve un deuxième fond. Ce dernier se compose de lattes en bois ou de planches percées de trous ou bien de plaques de pierre inattaquables par les acides, disposées de façon à ce qu'elles laissent entre elles des espaces vides. Sur ce fond, on met une couche de paille, de menus branchages, de bruyère ou de coke et on charge par dessus les minerais à lessiver. On arrose ceux-ci avec de l'eau, qui en les traversant dissout le sulfate de cuivre et arrive par le filtre et le deuxième fond sur le fond proprement dit de la cuve. Ce dernier fond offre une légère inclinaison, de façon que le liquide puisse s'écouler par une gouttière ouverte ou par un robinet en bois ou en plomb. On emploie aussi des tubes en caoutchouc, qui sont fermés par des robinets à pince.

Les vases à lixiviation sont ordinairement placés sur le même plan. Pour effectuer l'opération, on fait circuler le liquide à travers les différents vases, en procédant comme il a été dit précédemment, c'est-à-dire qu'on verse de l'eau fraîche sur le minerai qui est presque lessivé et qu'on verse la lessive à peu près saturée sur du minerai frais. Le procédé de Buff-Dunlop, employé pour la lixiviation de la soude brute, procédé qui consiste à laisser circuler le liquide spontanément, une longue colonne de lessive faible poussant d'un vase dans l'autre une colonne plus courte de la lessive concentrée, n'est pas applicable ici, parce que les masses à lessiver ne sont pas poreuses, comme c'est le cas pour la soude brute. On laisse donc écouler le liquide des vases à lixiviation dans des réservoirs collecteurs et ensuite, à l'aide d'injecteurs, de monte-jus, de pompes, de roucs à godets, on le fait arriver directement sur les masses à lessiver ou bien

dans un réservoir établi à un niveau supérieur, dans lequel il est amené sur celles-ci par une gouttière.

La précipitation du cuivre est faite par le fer, de la manière qui a été décrite précédemment.

L'*hydrogène sulfuré* n'est que rarement employé pour la précipitation, on ne s'en sert que dans les localités où on n'a pas de fer à sa disposition. La meilleure manière de préparer ce gaz consiste à faire passer un courant d'acide sulfureux et de vapeurs d'eau à travers du coke ou du charbon de bois incandescents. Dans ce but, on aspire, à l'aide d'un injecteur Körting, les gaz résultant du grillage de sulfures dans des brûleurs à pyrites ou des kilns et on les envoie avec la vapeur d'eau de l'injecteur dans un four à cuve contenant du coke ou du charbon de bois incandescents. L'acide sulfureux est ainsi réduit en soufre par le carbone, la vapeur d'eau se transforme au contact du charbon incandescent en oxyde de carbone et hydrogène et ce dernier se combine avec le soufre, en donnant naissance à de l'hydrogène sulfuré.

On maintient le coke et le charbon de bois à l'état incandescent en y injectant de temps en temps un courant d'air, comme dans la préparation du gaz d'air.

Une méthode, indiquée par *Sinding*, repose sur l'action du soufre en vapeurs sur des hydrocarbures et l'hydrogène, une autre sur la décomposition du sulfure de sodium par l'acide carbonique.

Sinding produit du gaz de générateur avec des combustibles bruts et il le fait passer sur de la pyrite incandescente. L'hydrogène sulfuré se forme alors par l'action des hydrocarbures et de l'hydrogène contenus dans le gaz sur le soufre qui se sépare de la pyrite. L'hydrogène sulfuré traverse une chambre, dans laquelle les lessives cuprifères tombent sous forme d'une pluie fine.

La production de l'hydrogène sulfuré, par traitement du sulfure de sodium au moyen de l'acide carbonique, a été appliquée en Angleterre par *Gibb* et *Gelstharp*.

Depuis quelque temps, on obtient de l'hydrogène sulfuré, d'après le procédé *Chance*, en traitant par l'acide carbonique les résidus de la fabrication de la soude par le procédé Leblanc.

Le sulfure de cuivre précipité (CuS) est séparé de la lessive dans des filtres-presses et il est soumis au rôtissage du procédé anglais au four à réverbère ou bien il est transformé en bioxyde de cuivre par insufflation d'un courant d'air chaud et ensuite traité pour cuivre brut ou cuivre raffiné.

La méthode de précipitation dont il s'agit serait maintenant abandonnée à Foldal (Norwège) et à Rio Tinto (Espagne), où elle était autrefois employée de temps en temps. Elle a été en usage à Swansea et aux *Bede metal works*.

Comme on l'a déjà dit, le *lait de chaux* ne convient pas pour les solutions de sulfate de cuivre, parce que la chaux est précipitée par celui-ci à l'état de sulfate.

Pour précipiter le cuivre des *eaux de mine* contenant du sulfate de cuivre ou *eaux cimentatoires*, on fait couler celles-ci à travers un ou plusieurs systèmes d'auges remplies de fer, disposées en gradins les unes au-dessous des autres, et inclinées sous un angle 10°. De l'auge inférieure, les eaux sortent dépouillées de cuivre.

A *Schmöllnitz*, en Hongrie, on extrait le cuivre des eaux de mine. Le fer est employé en barres disposées dans les auges, de manière à former une sorte de grille. Afin de précipiter les dernières particules de métal, on fait encore passer l'eau de mine des dernières auges dans des conduits verticaux par lesquels elle tombe sur du fer. Par le choc du liquide sur ce dernier, la précipitation du cuivre est favo-

risée. Le cuivre de ciment avec plus de 55 p. 100 de cuivre est traité pour cuivre affiné, tandis que celui dont la teneur est plus faible est ajouté à la fonte pour cuivre noir des mattes grillées. Le cuivre de ciment impur (avec moins de 15 p. 100 de cuivre) est ajouté lors de la fonte pour matte de pyrites grillées. (D'autres indications sur l'extraction du cuivre de lessives sulfatées seront données à propos de l'extraction de ce métal du cuivre sulfuré ; voy. p. 216.)

3. — Extraction du cuivre des minerais qui le contiennent à l'état de sulfure.

Comme il a été déjà dit précédemment, le cuivre qui se trouve dans les minerais (et les produits métallurgiques) sous forme de sulfure doit d'abord être amené à un état de combinaison convenable pour la dissolution, avant qu'il puisse être traité par des dissolvants peu coûteux.

Nous avons, par suite, à distinguer :

- a. La transformation du cuivre en un état de combinaison convenable pour la dissolution,
- b. La dissolution du cuivre des minerais et des produits métallurgiques,
- c. La précipitation du cuivre des solutions,
- d. Le traitement du précipité cuprifère pour cuivre marchand.

a. — Transformation du cuivre en un état de combinaison convenable pour la dissolution.

Afin de pouvoir dissoudre le cuivre, on fait passer le sulfure de cuivre à l'état de sulfate, d'oxyde ou de chlorure. Le sulfate se dissout dans l'eau, l'oxyde dans l'acide chlorhydrique, l'acide sulfurique, les chlorures métalliques, le bichlorure de cuivre dans l'eau, le protochlorure de cuivre dans l'acide chlorhydrique et les solutions de chlorures métalliques.

Transformation du sulfure de cuivre en sulfate.

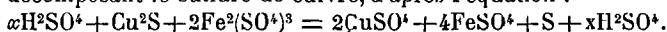
Elle peut avoir lieu :

1. Par décomposition à l'air des minerais,
2. Par grillage lent des minerais,
3. Par grillage des minerais avec du sulfate de fer ou d'autres sulfates facilement décomposables,
4. Par chauffage des minerais avec de l'azotate de fer,
5. Par traitement des minerais avec une solution de sulfate ferrique.

Décomposition à l'air des minerais.

Ce procédé n'est employé sans grillage préalable qu'avec les minerais qui ont une tendance particulière à se décomposer rapidement, comme c'est le cas pour les marcassites cuprifères. Sur une aire en argile, on réunit en tas de pareils minerais et on les abandonne pendant longtemps à l'action des agents atmosphériques. Il se forme du sulfate de cuivre et des sulfates du fer, que l'on dissout par lixiviation. En lessivant fréquemment les minerais et les arrosant avec des eaux-mères acides contenant du sulfate ferrique, que l'on obtient lors de la précipitation

du cuivre des lessives, on peut favoriser la décomposition, les eaux-mères en question décomposant le sulfure de cuivre, d'après l'équation :



Cependant, il est difficile, et on peut dire impossible dans la plupart des cas, de faire passer à l'état de sulfate, même au bout d'un temps extrêmement long, tout le cuivre des minerais. Il faut déjà plusieurs années pour transformer en sulfate seulement une grande partie du cuivre.

Bien que ce mode de conversion du cuivre en sulfate soit peu coûteux, il n'est cependant qu'exceptionnellement employé, parce que le capital représenté par les minerais doit rester trop longtemps improductif et parce que l'extraction du cuivre est incomplète. Mais, comme on l'a déjà dit, on emploie pour la préparation du cuivre le sulfate de cuivre produit par la décomposition des minerais dans la mine et entraîné par l'eau de celle-ci. La décomposition à l'air est aussi utilisée comme moyen auxiliaire lors de la sulfatation des minerais par grillage.

Sulfatation du cuivre par grillage lent des minerais.

La formation de sulfate de cuivre par un grillage lent n'est applicable qu'avec des minerais qui renferment des quantités relativement grandes de pyrite et des quantités relativement petites de cuivre pyriteux. Sans addition de sulfates, on ne peut même atteindre une sulfatation qu'à peu près suffisante par le seul grillage en tas ou en stalles. Dans le grillage à marche relativement rapide en fours à cuve, à réverbère et à moufles, il se forme de trop grandes quantités de bioxyde de cuivre en comparaison de la quantité du sulfate de cuivre. Mais par un grillage lent en tas ou en stalles il n'est pas possible de transformer tout le sulfure de cuivre en sulfate. Une partie du sulfure reste toujours indécomposée, tandis que l'autre partie est transformée en oxyde de cuivre. Pour extraire des minerais une quantité de cuivre aussi grande que possible, on les laisse donc se décomposer à l'air une fois le grillage terminé et après en avoir enlevé par lixiviation le sulfate de cuivre produit par le grillage; au bout d'un long temps, le cuivre est de cette façon transformé en sulfate; ou bien on conduit le grillage de telle sorte (en supposant que les minerais aient la teneur nécessaire en cuivre), que le sulfure de cuivre non décomposé se concentre au milieu des morceaux de minerai sous forme d'un noyau, tandis que le sulfate est contenu dans la croûte poreuse, principalement composée de peroxyde de fer, qui entoure le noyau. Les noyaux obtenus dans ce dernier mode de grillage, le grillage pour noyaux, dont il a déjà été question page 30, sont, après leur séparation des croûtes par triage manuel, traités par voie sèche, tandis que les croûtes sont dépouillées par lixiviation du sulfate de cuivre.

La formation de sulfate de cuivre par grillage (sans production de noyaux) et par décomposition subséquente à l'air des minerais grillés lessivés est en usage à Rio-Tinto dans la province d'Huelva, en Espagne. Ce procédé est appliqué pour des pyrites cuprifères avec 1,5 à 2 p. 100 de cuivre. Ces minerais, réunis en tas de 200 à 1500 tonnes, sont grillés lentement sur un lit de branchages, de gros bois ou de houille.

Les tas de 200 tonnes sont hémisphériques; ils ont 8 mètres de diamètre à la base et 3^m,50 de hauteur. Les gros tas de 1500 tonnes ont une base elliptique. Le grand axe de l'ellipse est long de 17 mètres, le petit axe de 10 mètres. La hauteur du tas s'élève à 3^m,50. L'air est amené par un système de canaux ménagés

dans le tas. Les petits tas brûlent pendant 2 mois, les grands pendant 6 mois. Pour le grillage de 100 tonnes de minerai, on emploie avec les petits tas 0,76 m. cub. de bois, avec les grands 0,26 m. cub. Le rendement en cuivre est plus grand avec les petits tas qu'avec les grands. Les minerais grillés sont soumis pendant 50 heures à une lixiviation (décrite p. 187), par laquelle le cuivre en est éliminé sous forme de sulfate. Les résidus lessivés contiennent encore 0,4 à 0,03 p. 100 de cuivre (la teneur du minerai cru étant de 1,5 à 2 p. 100). Pour extraire ce cuivre, qui se trouve en majeure partie à l'état de sulfure, on laisse les minerais se décomposer à l'air. Dans ce but, les résidus sont entassés sur un système de canaux horizontaux en maçonnerie sèche, qui communique avec un autre système de canaux verticaux de 0^m,20 de diamètre, également en maçonnerie sèche, de façon que l'air puisse circuler à travers la masse des minerais. Les canaux verticaux sont prolongés à mesure que la hauteur du tas augmente par l'addition de nouvelles masses de minerai. Dès que le tas humide a atteint une certaine hauteur, la décomposition des sulfures métalliques commence, ce que l'on reconnaît à l'élévation de la température. On cherche à empêcher celle-ci de s'élever jusqu'à l'inflammation du tas, en restreignant l'afflux de l'air. De temps en temps, on lessive le tas (ou seulement une partie lorsqu'il s'agit de grands tas) et l'on amène la lessive dans les vases à précipitation. Mais l'épuisement complet des tas, qui s'accroissent continuellement et peuvent atteindre jusqu'à 500000 tonnes, ne pourra avoir lieu qu'au bout d'un temps extrêmement long, parce que la décomposition, malgré les lixiviations fréquentes, ne progresse que très lentement. On est même d'avis que ces grands tas fourniront encore du sulfate de cuivre quand la mine sera épuisée depuis longtemps.

Au pied des grands tas, on élève aussi de petits tas de minerais crus, que, dès qu'ils sont en pleine combustion, on couvre avec des minerais grillés et des minerais crus. En les humectant, on cherche à favoriser la décomposition.

Pour simplifier la sulfatation complète des minerais, on a proposé de supprimer la lixiviation dans des bassins particuliers, dont il sera question plus loin, et d'effectuer le grillage des minerais en petits tas sur le système de canaux indiqués précédemment, puis d'étendre les minerais grillés, d'élever sur ceux-ci un second tas, de griller, d'étendre de nouveau après le grillage et de continuer ainsi. Les couches de minerais étendus sont lessivées de temps en temps. Cependant, on a à craindre, en procédant ainsi, que la lixiviation en tas ne soit pas aussi rapide et aussi complète que la lixiviation dans des réservoirs et que l'extraction complète du cuivre contenu dans les masses ne soit rendue encore plus lente.

La formation de sulfate de cuivre avec production simultanée de noyaux ou le grillage pour noyaux n'est applicable qu'avec des minerais qui sont exempts de gangues et ne décrépitent pas. Ce procédé a été décrit avec détails p. 30. Il était en usage à Agordo (Vénétie), à Foldal (Norvège), à Kedabeg (Caucase) et à Wicklow (Irlande), mais actuellement il n'est plus employé, à cause des pertes considérables de cuivre, dues au sulfure de cuivre resté dans les noyaux, et aussi à cause des frais élevés qu'exige la séparation de ces derniers d'avec les croûtes.

Sulfatation du cuivre par grillage des minerais avec du sulfate de protoxyde de fer ou d'autres sulfates facilement décomposables.

En grillant, après l'avoir mélangé intimement avec du sulfate ferreux, du

cuivre pyriteux pulvérisé, d'une faible teneur en cuivre et contenant de la pyrite de fer, on peut transformer la majeure partie du cuivre en sulfate. Le sulfate d'aluminium agit comme le sulfate de fer. D'après *Monnier*, une addition de sulfate de sodium favorise aussi la sulfatation du cuivre.

La meilleure manière de produire la sulfatation à l'aide du sulfate ferreux ou d'eaux-mères de la précipitation du cuivre par le fer de solutions sulfatées est un grillage en tas. Les fours à réverbère sont rarement employés, parce qu'il ne se forme que peu de sulfate, à cause de la rapidité du grillage. On s'est bien servi de ces fours pour produire du sulfate de cuivre avec des mattes cuivreuses (en ajoutant du sulfate de sodium) ou pour obtenir cette même combinaison avec des speiss cuivreux additionnés de pyrite ; on ne devra cependant les employer qu'exceptionnellement pour l'obtention immédiate de sulfate de cuivre avec des minerais. Combiné avec le grillage en stalles, le grillage en four à réverbère est au contraire en usage à *Balan, dans la Transylvanie*.

Le grillage en tas pur a été employé avec succès à *Agordo (Vénétie)* et à *Majdanpec (Serbie)*.

A *Agordo, dans les Alpes vénitiennes*, les schlichs (pyrite avec 1 à 2 p. 100 de cuivre) sortant de la mine étaient réduits en poudre fine, puis transformés en une pâte épaisse avec des eaux-mères vitrioliques de la précipitation du cuivre, qui offraient une densité de 26 à 30° B. ; à la pâte ainsi obtenue on donnait ensuite, à l'aide de moules en laiton, la forme de cônes tronqués de 75^{mm} de hauteur et de 100^{mm} de largeur à la base. Ces cônes étaient séchés à l'air pendant 3 semaines et ensuite réunis en tas. Ceux-ci recevaient une première couverture de minerai menu, puis une seconde formée de croûtes lessivées du grillage pour noyaux. Lorsqu'on avait à sa disposition des croûtes de noyaux sèches, on les employait directement comme couverture des petits tas (sans application préalable d'une couche de minerai menu). Lorsqu'on se servait de croûtes de noyaux humides, au lieu de minerai menu, les couches supérieures des cônes attiraient leur humidité, et alors elles s'agglutinaient et la sulfatation était incomplète. Le grillage durait avec les petits tas 4 à 5 mois, avec les grands 10 à 12 mois. La majeure partie du cuivre était transformée en sulfate par ce grillage (c'est-à-dire par la décomposition du sulfate de fer, qui à chaud est converti en acide sulfurique et peroxyde de fer).

A *Majdanpec, en Serbie*, les minerais avec une teneur en cuivre inférieure à 2 p. 100 et qui contenaient du cuivre sulfuré et de petites quantités de malachite et de cuivre oxydulé, étaient, après pulvérisation, mélangés ensemble dans la proportion de 12,5 parties de minerais oxydés et de 9,5 parties de minerais pyriteux et ensuite moulés en briquettes. Les minerais contenaient, comme le montre la composition suivante du mélange, assez de sulfates et d'humidité pour qu'une addition de sulfates ou d'eau ne fût pas nécessaire.

Cu ² S	= 1,05	SiO ²	= 18,32
CuCO ³	= 0,30	MgSO ⁴	= 4,56
Cu ² O	= 0,95	Al ² (SO ⁴) ³	= 3,51
Fe ² O ³	= 9,51	Al ² O ³	= 3,81
FeS ²	= 34,39	H ² O	= 16,00
H ² SO ⁴	= 1,02	As }	traces.
CaCO ³	= 5,74	Ag }	

On laissait sécher pendant 1 mois les minerais entassés et ensuite on les

grillait en tas de 300 tonnes, en consommant 7 tonnes de bûches de hêtre. Les tas étaient couverts de minerai menu. Le grillage, par lequel le sulfure, l'oxydure et le carbonate de cuivre étaient transformés en sulfate, aux dépens de l'acide sulfurique mis en liberté par la décomposition des sulfates de fer et de l'alumine, ainsi que par le grillage de la pyrite, avait une durée de 3 mois. Le cuivre était transformé en sulfate jusqu'à 1/8 à 1/4 p. 100 dans l'intérieur du tas et jusqu'à 1/2 à 3/4 p. 100 dans sa partie extérieure.

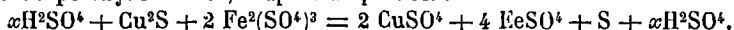
A *Balan, dans la Transylvanie*, d'après *Flechner*¹, le grillage sulfatisant au four à réverbère est combiné avec un grillage préliminaire des minerais en stalles. Les minerais de cette localité renferment 1,5 à 2,3 p. 100 de cuivre, un peu de pyrite et 78 à 84 p. 100 de gangue. Cette dernière se compose de 52 à 54 p. 100 d'acide silicique, de 20 à 22 p. 100 de protoxyde de fer et de 5 à 8 p. 100 d'alumine. Les minerais sont d'abord soumis, par quantités de 30 à 40 tonnes, à un grillage en stalles, qui élimine 1/4 du soufre, ils sont ensuite pulvérisés, puis transformés en une masse pâteuse avec des eaux-mères vitrioliques à 4-6° B., après quoi ils sont réunis en tas de 15 à 20 tonnes et abandonnés à eux-mêmes pendant quelques jours, et ils sont enfin grillés dans des fours à réverbère chauffés par le gaz. Le cuivre serait ainsi presque entièrement transformé en sulfate ; il n'en resterait plus que 0,4 à 0,7 p. 100. La lixiviation est également faite avec des eaux-mères de la précipitation du cuivre. On laisse les minerais lessivés se décomposer à l'air, afin de les soumettre plus tard à une nouvelle lixiviation. La formation du sulfate a lieu dans les conditions les plus favorables, lorsque les masses soumises au grillage renferment 25 p. 100 de sulfures.

Sulfatation du cuivre par chauffage des minerais avec de l'azotate de fer.

Perrino propose de chauffer la pyrite de cuivre avec de l'azotate de fer à une température comprise entre 50 et 150°. Le cuivre est ainsi transformé en sulfate, tandis que le sulfure de fer n'est pas oxydé. Les vapeurs nitreuses qui prennent alors naissance sont converties par l'air en acide azotique, qui, recueilli dans de l'eau, peut servir à la régénération de l'azotate de fer. Ce procédé, qui évite le grillage, n'a pas jusqu'à présent été l'objet d'applications en grand².

Sulfatation du cuivre à l'aide du sulfate ferrique.

Comme on l'a déjà dit, le sulfure de cuivre est transformé en sulfate par le sulfate de peroxyde de fer, d'après l'équation :



Cette réaction trouve accessoirement son application dans le procédé par lixiviation des minerais soumis au grillage et abandonnés à la décomposition à l'air en vue de la sulfatation, les lessives contenant toujours de grandes quantités de sulfate de peroxyde de fer et celui-ci favorisant la sulfatation du sulfure de cuivre ou la dissolution du bioxyde de cuivre.

Le sulfate ferrique n'a pas encore été employé seul pour la voie humide proprement dite, à cause de son action relativement lente, mais il a été proposé pour la décomposition du sulfure de cuivre en vue de l'extraction du cuivre par la voie électro-métallurgique (voy. p. 224).

¹ *Oesterreich. Zeitschrift*, 1882, p. 355 ; 1883, p. 455 et 463.

² *Voy. Berg- und Hüttenm. Zeitung*, 1888, n° 20.

Transformation du sulfure de cuivre en bioxyde.

La transformation du sulfure de cuivre en bioxyde doit toujours être effectuée lorsque le minerai grillé doit être traité par le procédé Hunt-Douglas décrit précédemment. Elle peut l'être aussi lorsqu'on peut se procurer à très bas prix de l'acide chlorhydrique ou sulfurique pour la dissolution du bioxyde de cuivre. Pour des raisons économiques, on préfère cependant transformer le sulfure de cuivre en chlorure par grillage des minerais avec du chlorure de sodium, ou bien la conversion du sulfure de cuivre en bioxyde n'est employée qu'exceptionnellement dans des conditions particulières.

Mais si l'on a affaire à des produits métallurgiques, c'est-à-dire à des mattes cuivreuses argentifères, on transforme fréquemment le sulfure de cuivre en bioxyde, afin de dissoudre le cuivre dans l'acide sulfurique (Freiberg).

Les mattes cuivreuses argentifères destinées à être traitées par le nouveau procédé Hunt-Douglas sont aussi soumises à ce traitement préliminaire.

La transformation du sulfure de cuivre en bioxyde est effectuée au moyen d'un grillage des minerais pulvérisés dans des fours à réverbère ou, si l'on veut préparer de l'acide sulfurique avec les gaz du grillage, dans des fours à moufles. Ces fours sont disposés de la même manière que ceux qui ont été décrits précédemment, à propos de l'extraction du cuivre par voie ignée. Par le grillage des minerais en tas, en stalles et en fours à cuve, le but n'est qu'incomplètement atteint, parce que tout le sulfure de cuivre n'est pas transformé en bioxyde.

Comme exemple du grillage oxydant en vue de la formation de bioxyde de cuivre, on peut citer *Ore Knop, aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord*, où des pyrites contenant du cuivre pyriteux sont grillées dans des fours à réverbère à trois soles. Le minerai, qui est retourné tous les trois quarts d'heure, reste sur chaque sole pendant 12 heures. Les minerais grillés contiennent 7,75 p. 100 de bioxyde de cuivre et 4,15 p. 100 de sulfate.

Transformation du sulfure de cuivre en chlorure (bichlorure ou protochlorure).

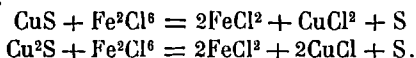
La transformation du sulfure de cuivre en chlorure peut avoir lieu aussi bien par voie humide que par voie sèche.

Par voie humide, elle est produite par traitement des minerais au moyen du perchlore ou du protochlorure de fer et l'acide chlorhydrique, par voie sèche au moyen d'un grillage avec du sel marin ou des sels de déblais. La voie humide exige un temps relativement long, tandis que la chloruration par voie sèche est très-rapide et donne un rendement en cuivre relativement élevé. On emploiera donc presque toujours la voie sèche et on n'aura recours à la voie humide que lorsque, à cause de la cherté du combustible, les frais de chloruration par voie sèche sont trop élevés ou lorsqu'on ne doit pas du tout dégager de gaz de grillage dans l'atmosphère (malgré une condensation préalable aussi complète que possible de l'acide chlorhydrique).

Formation du chlorure de cuivre par voie humide.

La transformation du sulfure de cuivre en chlorure à l'aide du perchlo-

rure de fer est en usage à *Rio-Tinto* (Espagne) pour le traitement de pyrites cuprifères contenant en moyenne 2,68 p. 100 de cuivre et elle est connue sous la dénomination de *procédé Dötsch*, du nom de son inventeur. La transformation du sulfure de cuivre en bichlorure ou en protochlorure se produit d'après les équations suivantes :



On obtient une solution, dans laquelle se trouvent du bichlorure de cuivre, du protochlorure de cuivre (dissous dans du protochlorure de fer) et du protochlorure de fer. Après la précipitation du cuivre de la lessive par le fer, la solution de protochlorure de fer qui reste peut être de nouveau transformée en solution de perchlorure de fer au moyen d'un courant de chlore.

Le minerai est concassé dans des broyeurs en morceaux de 1 centimètre de grosseur et il est ensuite réuni en tas de 4 mètres de hauteur, de 15 mètres de longueur et de 15 mètres de largeur. Les tas sont munis d'un système de canaux horizontaux et verticaux en pierres sèches, absolument comme ceux qui à *Rio-Tinto* sont destinés à la sulfatation du cuivre et dont il a été question précédemment. Dans les tas on répand, lors de leur érection, un mélange de sulfate ferrique et de sel marin, en proportions telles que les deux corps se transforment en perchlorure de fer et sulfate de sodium. (Le sulfate ferrique se trouve à *Rio-Tinto* comme produit de décomposition de pyrites et de lessives vitrioliques.) Les tas sont maintenant arrosés avec des eaux-mères contenant du perchlorure de fer, après quoi la réaction du perchlorure de fer sur le sulfure de cuivre se produit comme il a été expliqué précédemment. Afin de disséminer le liquide aussi uniformément que possible dans les tas, on établit au-dessus de ces dernières des réservoirs en bois de 10 mètres de côté.

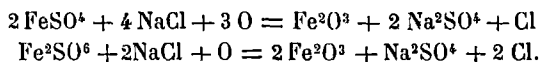
Les lessives, déversées sur les tas au moyen de pompes en caoutchouc, les pénètrent et s'écoulent à leur pied, pour se rendre dans les vases, où a lieu la précipitation du cuivre par le fer. Lorsque le protochlorure de fer des eaux-mères a été transformé en perchlorure au moyen d'un courant de chlore, ces lessives sont reversées sur les tas de minerais pour servir de nouveau à la lixiviation.

Les lessives qui s'écoulent des tas dans les vases à précipitation contiennent par mètre cube 5 à 7 kilogr. de cuivre. Dans l'espace de 4 mois, on transforme de cette manière en chlorure et on lessive la moitié du cuivre contenu dans les minerais (1,34 p. 100 du poids des minerais). Du cuivre qui reste dans ces derniers, on extrait encore, en 2 années, 0,86 p. 100 de leur poids. Les résidus retiennent encore 0,48 p. 100 de cuivre, qui est perdu.

Pour transformer le protochlorure de fer des eaux-mères en perchlorure, on fait tomber celles-ci à l'état de division extrême dans une tour remplie de morceaux de bois, de quartz ou de coke et dans laquelle circulent de bas en haut des gaz contenant du chlore.

Pour produire le chlore, on chauffe dans un four à réverbère du sel marin avec du sulfate de fer. Celui-ci est moitié sous forme de ferrosulfate, moitié sous forme de ferrisulfate. Le premier est transformé au contact de l'air dans le four à réverbère en ferrisulfate. La charge est de 200 kilogr. Le laboratoire du four a trois portes, par lesquelles l'air y pénètre. L'air s'y introduit aussi par le pont de chauffe creux.

La production du chlore par la réaction du chlorure de sodium sur les sulfates du fer a lieu d'après les équations suivantes :



Dans ces réactions, il se produit aussi constamment de petites quantités d'acide chlorhydrique. Afin de transformer ce dernier autant que possible en chlore, on ajoute sur la sole, du côté du rampant, une certaine quantité de peroxyde de manganèse.

Les gaz du four à réverbère sont amenés à la partie inférieure de la tour dont il a été question précédemment ; ils la parcourent de bas en haut et le chlore qu'ils renferment y régénère le perchlore de fer.

On a aussi essayé à Rio-Tinto d'abrèger la chloruration du cuivre, en faisant d'abord digérer les minerais, dans des vases particuliers, avec de la lessive de perchlore de fer et les réunissant ensuite en tas, que l'on traite comme il a été dit plus haut. Par la digestion avec la lessive de perchlore de fer, on est parvenu en 10 jours à chlorurer ou à dissoudre 1/8 à 1/5 de la teneur en cuivre. On espère, par ce moyen, combiné avec la chloruration en tas, pouvoir produire la chloruration du cuivre en un temps plus court (2 ans) que par la chloruration en tas seule.

Dans le procédé Dütsch, le soufre de la pyrite n'est pas ou seulement très peu attaqué, de sorte que le minerai lessivé peut encore être employé pour la préparation d'acide sulfurique.

Comme ce procédé évite complètement le grillage, il peut être appliqué dans les localités où on ne fabrique pas d'acide sulfurique et où en même temps les gaz de grillage ne doivent pas être dégagés dans l'atmosphère.

La transformation du sulfure de cuivre en chlorure à l'aide du protochlorure de fer et de l'acide chlorhydrique est en usage à Stadlberge (Westphalie).

Le procédé est basé sur les réactions suivantes : le protochlorure de fer contenant de l'acide chlorhydrique, abandonné pendant longtemps au contact de l'air, se transforme en perchlore et hydroxyde de fer, et ce dernier est également converti en perchlore de fer par l'acide chlorhydrique. Le perchlore de fer exerce sur le sulfure de cuivre l'action chlorurante expliquée précédemment, en donnant naissance à du protochlorure de fer. Le chlorure de cuivre est enlevé au minerai par lixiviation au moyen de lessives acidifiées par l'acide chlorhydrique. De la lessive de protochlorure de fer contenant du cuivre ainsi obtenue, le cuivre est précipité par le fer. Une partie de l'eau-mère est employée de nouveau avec de l'acide chlorhydrique pour la chloruration du cuivre des minerais, une autre partie sert pour la lixiviation du chlorure de cuivre de ces derniers.

Pour produire la chloruration du cuivre, on laisse se décomposer à l'air les minerais imprégnés de solution chlorhydrique de protochlorure de fer et réunis en tas.

Les minerais de Stadlberge consistent en un schiste siliceux avec 2 à 2,5 p. 100 de cuivre, qui renferme ce métal en majeure partie à l'état de cuivre sulfuré, le reste étant sous forme de sulfate (1/3) et à l'état oxydé. L'analyse suivante représente la composition moyenne de ces minerais :

Acide silicique	74,28	Acide phosphorique	0,48
Alumine.	10,88	Soufre	1,53
Fer	2,17	Acide sulfurique.	0,155
Cuivre	2,328 (1,03	Acide carbonique	0,710
p. 100 soluble dans HCl).			

Argent.	0,0025	Eau	0,585
Oxyde de calcium. . .	0,61	Perte par calcination.	6,510

Les minerais sont d'abord concassés dans des broyeurs, puis réduits au moyen de cylindres en morceaux de 1,5 à 2 centimètres de grosseur. Afin de les imprégner du liquide chlorurant, on les introduit dans des caisses en bois munies d'un double fond mobile, également en bois, et revêtues d'argile pilonnée ; ces caisses contiennent jusqu'à 100 tonnes de minerai. Les minerais reposent sur le fond mobile, qui se trouve à 15 centimètres au-dessus du fond proprement dit. Le liquide chlorurant est déversé sur les minerais au moyen d'une roue à godets et en quantité suffisante pour couvrir ces derniers. On laisse le liquide pendant 3 jours en contact avec les minerais et on augmente son action en le faisant écouler de temps en temps, pour le remonter ensuite sur les minerais. Le liquide chlorurant n'est autre que les lessives finales de la précipitation du cuivre (par le fer) et il contient par litre :

Protochlorure de fer	177,97	grammes
Perchlorure de fer	2,64	»
Bichlorure de cuivre	1,12	»
Chlorure de sodium	1,33	»
Chlorure d'aluminium	9,77	»
Sulfate de calcium	7,88	»

Par 50 kilogr. de minerai, on ajoute à ce liquide 2 kilogr. d'acide chlorhydrique à 20° B. Pour dissoudre les petites quantités d'argent contenues dans les minerais, lesquelles sont transformées en chlorure par les lessives, on ajoute par litre de lessive 200 grammes de sel marin. Le sulfate de cuivre et le bioxyde de cuivre (ou le carbonate) sont dissous par la lessive, ce qui rend le minerai, plus poreux et facilite ainsi la décomposition à l'air qui suit l'imprégnation. Lorsqu'on a laissé agir la lessive pendant les trois jours indiqués, la teneur en cuivre du minerai s'est abaissée à 1,2-1,5 p. 100. La lessive est maintenant écoulee et elle sert pour la lixiviation du chlorure de cuivre des minerais décomposés.

Les minerais imprégnés du liquide chlorurant sont retirés des caisses, puis réunis en tas de 3 mètres de hauteur et ensuite abandonnés à la décomposition pendant trois mois. Au bout de ce temps, pendant lequel les tas ont séché, la majeure partie du cuivre (jusqu'à 0,4 p. 100) est passée à l'état de bichlorure, d'oxychlorure et de sulfate. L'argent s'est transformé en chlorure. Les minerais sont maintenant traités par des lessives chargées d'acide chlorhydrique (qui sont en partie les lessives s'écoulant lors de l'imprégnation), jusqu'à ce qu'il ne reste plus que 0,4 p. 100 de cuivre et ils sont ensuite, sur une aire d'argile, abandonnés à une nouvelle décomposition, qui permet d'extraire encore une certaine quantité de cuivre.

Ce procédé fournit un bon rendement en cuivre et la dépense de fer qu'il exige pour la précipitation est relativement faible (105 kilogr. de fer pour 100 kilogr. de cuivre).

Formation du chlorure de cuivre par voie sèche.

Cette méthode est maintenant très employée en Europe pour l'extraction du cuivre de pyrites cuprifères, d'une teneur en cuivre pas trop élevée (3 à 8 p. 100). Elle consiste à soumettre les minerais à un grillage oxydant, qui est effectué

dans des fours à cuve, lorsque l'acide sulfureux dégagé doit être traité pour acide sulfurique, et ensuite à un grillage chlorurant en four à réverbère ou à moufles avec du chlorure de sodium ou des sels de déblais, grillage par lequel le cuivre est transformé en majeure partie en bichlorure et en petite quantité seulement en protochlorure. Le chlorure de cuivre est lessivé. Le cuivre est précipité de la lessive au moyen du fer.

Cette méthode avait déjà été proposée autrefois par *Longmaid*, *Schaffner*, *Becchi* et *Haupt*, mais ce n'est qu'à la suite des expériences effectuées en grand par *Henderson*, *Phillips*, *Tennant* et autres qu'elle s'est répandue en Angleterre, où on l'employa pour le traitement de pyrites cuprifères provenant du Portugal et de l'Espagne, et qu'elle s'est ensuite propagée en Allemagne, en Autriche, en Belgique et en Suède. Elle est maintenant usitée en Angleterre (dans le district de la Tyne et dans le sud du Lancashire), en Belgique (à Hemixem, près Anvers), en Suède (à Atvidaberg et à Fahlun), en Allemagne (à Duisburg, à Königshütte, et aussi à Oker, mais où elle a été abandonnée il y a quelque temps), en Autriche-Hongrie (à Aussig en Bohême, à Wittkowitz, près de Mährisch-Ostrau). Elle est surtout importante pour les pyrites espagnoles, portugaises, norwégiennes et hongroises avec une teneur moyenne en cuivre de 3 à 4 p. 100. Ces pyrites sont d'abord grillées jusqu'à 3 à 4 p. 100 de soufre par les fabriques d'acide sulfurique, qui emploient pour la préparation de ce dernier l'acide sulfureux dégagé, et elles sont ensuite vendues aux usines à cuivre ou à fer. Le cuivre est extrait des cendres de pyrites comme il est dit plus haut. Les résidus, principalement composés de peroxyde de fer, sont employés par les usines à fer à la préparation de ce métal.

Des renseignements sur l'emploi du procédé en Angleterre ont été publiés par *Clapham* (*Chem. News*, XXIII, 26, *Wagner's Jahresh.*, 1871, 134), *Wedding* et *Ulrich* (*Preuss. Minist. Zeitschr.*, XIX, 298), *Lunge* (*Dingl. Journal*, CCIV, 288, CCXIV, 466, CCXV, 54, et 229, CCXIX, 323; *Wagner's Jahresh.*, 1872, 170, 1875, 188 et 307, 1876, 175; *Handbuch der Soda-Industrie*, t. 1, p. 544), *Gibb* (*Chem. News*; XXXI, 163). *Bräunig* a donné, in *Preuss. Minist-Zeitschrift*, 1877, p. 156, des indications relatives à l'emploi du procédé à Oker.

Le procédé est basé sur ce fait, que lorsqu'on grille avec du chlorure de sodium ou des sels de déblais (chlorures de sodium, de magnésium, de potassium, de calcium) les cendres de pyrites cuprifères, qui renferment encore une certaine quantité de soufre (4 p. 100), principalement sous forme de sulfure de fer, il se forme du sulfate de cuivre, qui avec une partie du chlorure de sodium se transforme en bichlorure ou protochlorure de cuivre et sulfate de sodium. La formation du sulfate de cuivre est surtout produite par l'acide sulfurique du sulfate de fer, dont une partie se trouve toute formée dans les cendres de pyrite et dont l'autre a pris naissance aux dépens du sulfure de fer, et qui se décompose partiellement en acide sulfurique libre et peroxyde de fer, tandis que le reste se transforme avec le chlorure de sodium en sulfate de sodium et perchlorure ou protochlorure de fer. Les combinaisons chlorées du fer agissent sur le cuivre en le chlorurant. Une partie de l'acide sulfurique résultant de la décomposition du sulfate de fer par la chaleur dégage du chlorure de sodium du chlore (si l'acide sulfurique est à l'état d'anhydride) ou de l'acide chlorhydrique (si l'acide sulfurique est à l'état d'hydrate).

Le chlore transforme en chlorure le sulfure de cuivre; l'acide chlorhydrique fait subir aux oxydes métalliques la même transformation.

Comme produit du grillage, on obtient un mélange de bichlorure de cuivre, de bioxyde de cuivre, de sulfate de cuivre, de protochlorure de cuivre, de sulfate de sodium, de protochlorure de fer, de peroxyde de fer et de sulfates et de combinaisons chlorées des autres métaux contenus dans les minerais. Le grillage doit être conduit de façon qu'il se produise aussi peu que possible de combinaisons du cuivre insolubles dans l'eau, bioxyde et protochlorure de cuivre, puisque ces corps exigent pour leur dissolution des acides ou des solutions de chlorures. Il faut aussi éviter qu'il reste dans le produit du grillage du ferrisulfate soluble, parce que celui-ci passe dans les lessives et lors de la précipitation du cuivre augmente la consommation de fer.

Ce procédé exige que les minerais n'aient pas une teneur en cuivre trop élevée, qu'ils ne contiennent pas une trop forte proportion de soufre et que le grillage soit effectué à une température déterminée.

Lorsque les minerais offrent une teneur trop élevée en cuivre, le sulfure de cuivre est incomplètement décomposé par le premier grillage. Une partie du cuivre n'est pas, par suite, chlorurée lors du second grillage (chlorurant), dans lequel la température n'est pas suffisamment élevée pour la décomposition complète du sulfure de cuivre et elle se soustrait à la lixiviation qui doit être effectuée ultérieurement. On a fixé comme limite supérieure pour une bonne chloruration une teneur en cuivre de 8 p. 100 à Oker et de 6 p. 100 en Angleterre.

La richesse en soufre ne doit pas être supérieure à une fois et demie la teneur en cuivre équivalente, parce que cela entraînerait une consommation de sel trop grande et que le grillage durerait trop longtemps. Si la teneur en soufre est trop faible, on ajoute au minerai la quantité nécessaire de pyrite crue.

La température ne doit pas dépasser le rouge faible, parce que autrement de trop grandes quantités de bichlorure de cuivre sont volatilisées. Mais, malgré toutes ces précautions, on ne peut éviter ni la formation de protochlorure et de bioxyde de cuivre, ni la volatilisation de petites quantités de bichlorure de cuivre.

Les gaz du grillage chlorurant contiennent de l'acide sulfureux, de l'acide chlorhydrique et du chlore et doivent, à cause de cela, être rendus inoffensifs. On les conduit dans une tour remplie de pierres inattaquables aux acides et aussi de coke lorsqu'on se sert de fours à moufles, et dans laquelle tombe de l'eau sous forme d'une pluie. L'eau absorbe aussi bien les gaz nuisibles que le bichlorure de cuivre volatilisé. Les tours sont ordinairement en maçonnerie faite avec des plaques de grès imprégnées de goudron et elles sont mises en communication avec des cheminées tirant bien, au moyen de tuyaux en argile ou en plomb, qui partent de leur extrémité supérieure.

Les fours dans lesquels est effectué le grillage avec du sel marin ou des sels de déblai sont des fours à réverbère ou des fours à moufles. Les fours à réverbère exigent moins de combustible que ces derniers, mais les acides condensables contenus dans les gaz dégagés sont extrêmement dilués. Ils ont un laboratoire fixe ou partiellement mobile, et ils sont chauffés au moyen d'un foyer à grille ordinaire ou au moyen du gaz. Les fours de grillage contiennent 2 à 3 tonnes de charge, qui y forme une couche de 13 à 15 centimètres de hauteur. La durée du grillage est de 8 à 12 heures.

Les figures 135 à 138 représentent un four à réverbère à laboratoire fixe et foyer à grille, comme ceux qui sont employés aux usines de la *Bede Metal Company*, à Hebburn-on-Tyne, en Angleterre.

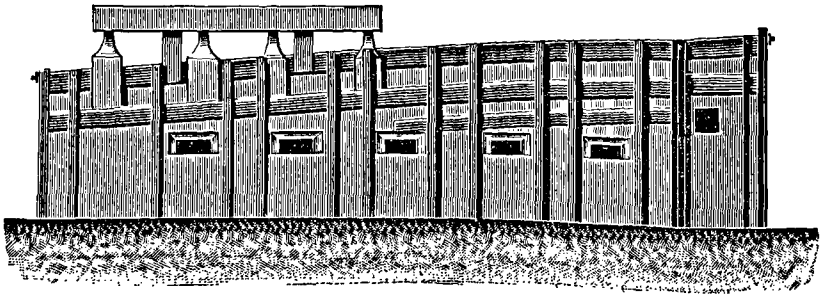


Fig. 135. — Four de grillage chlorurant de la Bede Metal Company, à Hebburn-on-Tyne; vue extérieure.

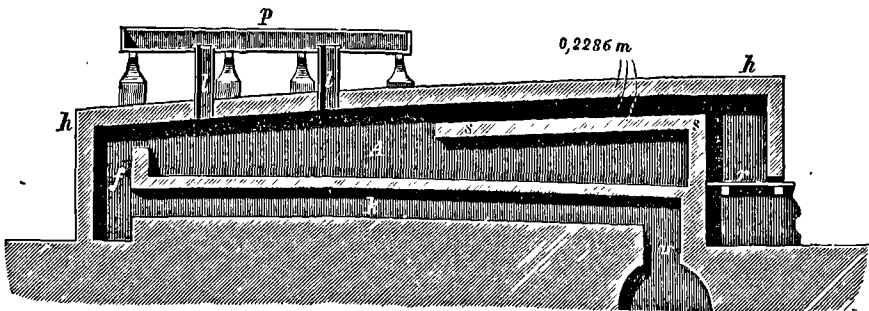


Fig. 136. — Four de grillage chlorurant de la Bede Metal Company; coupe longitudinale.

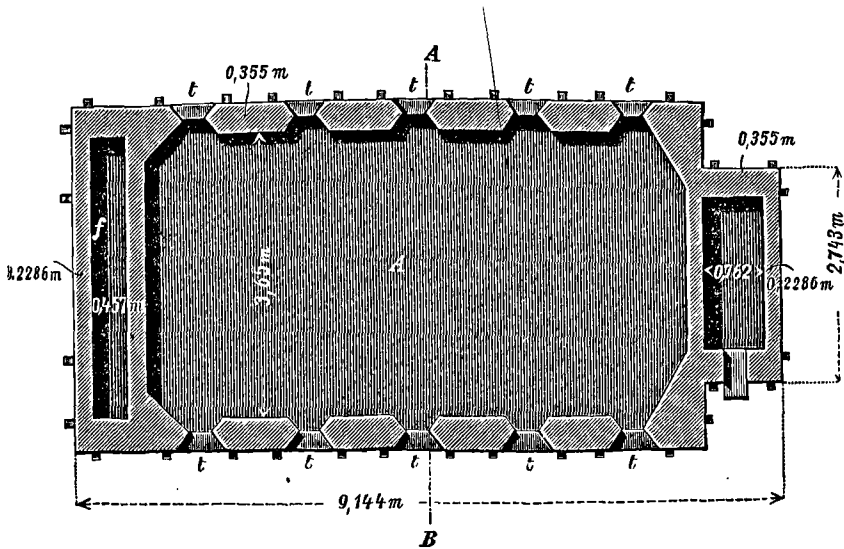


Fig. 137. — Four de grillage chlorurant de la Bede Metal Company; coupe horizontale.

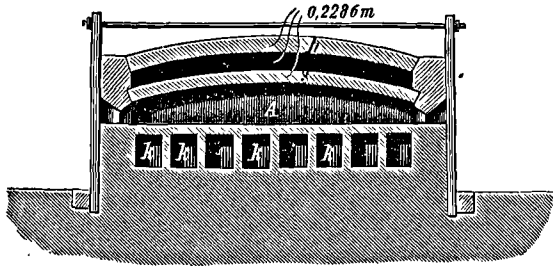


Fig. 138. — Four de grillage chlorurant de la Bede Metal Company ; coupe transversale suivant la ligne AB de la figure 137.

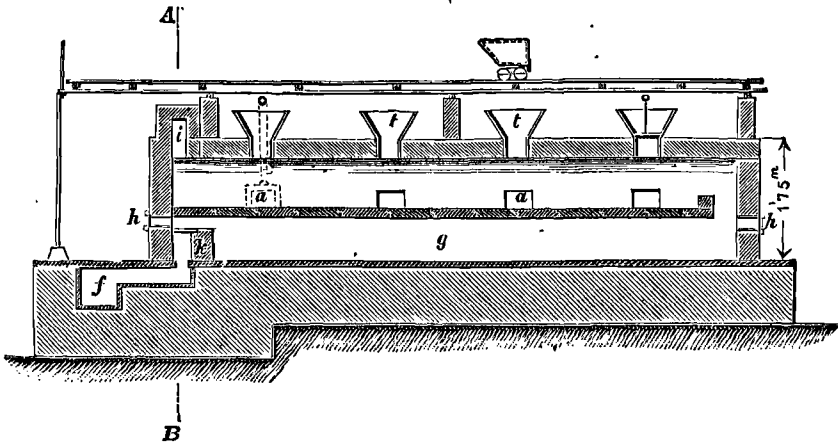


Fig. 139. — Four de grillage chlorurant avec chauffage au gaz ; coupe longitudinale.

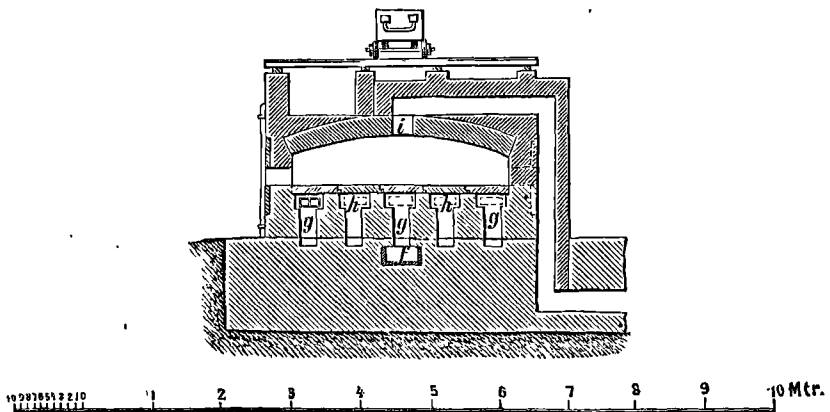


Fig. 140. — Four de grillage chlorurant avec chauffage au gaz ; coupe transversale suivant la ligne AB de la figure 139.

Ces fours présentent cela de particulier, qu'à partir du pont de chauffe est établie une voûte protectrice, s'étendant presque jusqu'au milieu du four et qui est destinée à empêcher les minerais qui se trouvent près du foyer d'être trop fortement chauffés. r est le foyer à grille. De ce dernier, la flamme passe d'abord dans l'espace compris entre la voûte protectrice s et la voûte principale h et de là dans le laboratoire A. A l'extrémité de celui-ci, les gaz du foyer se rendent dans le rampant descendant f et de ce dernier dans 8 canaux k s'étendent au-dessous de la sole du four.

Après avoir chauffé la sole en parcourant ces canaux, les gaz pénètrent dans un canal souterrain u , qui les conduit dans l'appareil condensateur des acides. t, t sont les portes de travail ; p est une chaudière en tôle pour le réchauffage de la charge et l, l sont des conduits pour l'introduction du mélange de minerai et de sel dans le four. Ces fours contiennent 2,8 tonnes de charge. Le grillage y dure 8 heures.

Un four à réverbère avec laboratoire fixe et chauffage au gaz est représenté par les figures 139 et 140.

De pareils fours sont en usage dans le Lancashire (Widnes) et ils ont été aussi employés autrefois à Oker. Dans cette dernière localité, le chauffage au gaz a été changé en chauffage au moyen d'un foyer à grille. (Actuellement, la voie humide n'est plus employée à Oker, parce qu'on n'a plus assez de minerais de cuivre pauvres pour permettre l'emploi de cette méthode.)

Du gazogène, qui n'est pas visible dans les figures, le gaz se rend par un canal k , qui s'étend dans toute la largeur du four, dans cinq autres canaux g ménagés au-dessous de la sole. Là, il est brûlé par l'air atmosphérique qui pénètre par les ouvertures h , que l'on peut fermer à l'aide de registres.

La flamme passe d'abord dans les canaux g , au-dessous de la sole, et arrive ensuite dans le laboratoire. A l'extrémité de celui-ci, les gaz résultant de la combustion pénètrent par le rampant i dans un canal, qui les conduit dans une tour remplie de coke, où ils sont dépouillés des gaz nuisibles et du bichlorure de cuivre volatilisé, et ils arrivent ensuite dans la cheminée. Les fours sont munis de 4 portes de travail sur chacun de leurs longs côtés et de quatre trémies de chargement t . La charge du four s'élève à 2,5 tonnes. En 24 heures, on traite 2 charges.

Les minerais, qui, à Oker, étaient traités par voie sèche, offraient d'après *Brüning (loc. cit.)* la composition suivante :

Pyrite.	60 p. 100
Cuivre pyriteux.	23 »
Blende	6 »
Galène	2 »
Gangue	9 »

Ils étaient d'abord grillés dans des brûleurs à pyrites, qui fournissaient l'acide sulfureux à la fabrique d'acide sulfurique. Les minerais grillés ou cendres de pyrites (*Abbrände*) contenaient 6 à 9 p. 100 de cuivre et 5 à 8 p. 100 de soufre. La composition chimique des cendres de pyrite, d'après la moyenne d'une période d'exploitation d'un mois, était la suivante :

Cuivre (principalement sous forme de bioxyde)	7,83 p. 100
Fer (principalement sous forme de sesquioxyde)	40,53 »
Plomb (sous forme de protoxyde).	2,09 »

Argent	0,008 p. 100
Zinc (principalement sous forme d'oxyde)	1,95 »
Manganèse (sous forme d'oxyde salin)	0,40 »
Soufre	3,80 »
Acide sulfurique	9,51 »
Alumine	4,43 »
Autres gangues	11,65 »

Si l'on admet que le soufre soit en majeure partie combiné au fer et l'acide sulfurique aux oxydes métalliques ($\text{CuO}, \text{ZnO}, \text{CaO}, \text{FeO}, \text{Fe}^2\text{O}^3$), la composition immédiate des cendres de pyrite serait la suivante :

Bioxyde de cuivre	9,80 p. 100
Sesquioxyde de fer	53,14 »
Fer sulfuré	7,13 »
Oxyde de plomb	2,25 »
Argent	0,008 »
Oxyde de zinc	2,43 »
Oxyde de manganèse	0,57 »
Acide sulfurique	9,51 »
Alumine	4,43 »
Autres gangues	11,65 »

100,918 p. 100

Les cendres de pyrite, mélangées avec 15 p. 100 de sels de déblai de Stassfurt, étaient broyées à une grosseur de grain de 2^{mm} à l'aide de moulins à meules verticales. Le rendement par jour d'un moulin était de 15 tonnes de minerai, plus la quantité correspondante de sel de déblai. Dans un four, on chargeait 2,5 tonnes du mélange moulu. Cette charge était chauffée au rouge faible dans l'espace de 4 heures. La masse était ensuite brassée pendant 5 heures, le feu étant arrêté et les conduites, amenant l'air pour la combustion du gaz, étant maintenues ouvertes, afin de laisser l'air agir sur les masses. Le minerai était ensuite retiré du four et celui-ci chargé à nouveau. (En 24 heures, on traitait 5 tonnes de cendres de pyrite.) On consommait une quantité de charbon égale 10 à 12 p. 100 du poids des minerais soumis au grillage chlorurant.

Les minerais grillés et chlorurés (la quantité de sels de déblai ajoutés étant de 20 p. 100) offraient, d'après les analyses effectuées au laboratoire d'Oker, la composition suivante :

Bichlorure de cuivre	8,17	} Solubles dans l'eau.
Chlorure d'argent	0,006	
Protochlorure de fer	1,38	
Chlorure de zinc	3,42	
Protochlorure de manganèse	1,71	
Chlorure de nickel	0,15	
Chlorure de calcium	3,17	
Sulfate d'aluminium	0,56	
Sulfate de magnésium	20,50	
Sulfate de cuivre		
Sulfate de sodium		

Bioxyde de cuivre	3,18	} Insolubles dans l'eau.
Sous-sulfure de cuivre	0,03	
Sulfate de plomb	1,26	
Peroxyde de fer	47,91	
Sulfate ferrique	1,02	
Sulfure de fer	1,18	
Alumine	0,44	
Oxyde de zinc	0,46	}
Sulfate de calcium	1,19	
Corps insolubles dans les acides . . .	3,19	

Du cuivre contenu dans les minerais, après le grillage chlorurant, sont en moyenne solubles dans l'eau (bichlorure et sulfate neutre de cuivre) 75 p. 100, dans les acides étendus (protochlorure, oxychlorure, bioxyde, sulfate basique de cuivre) 20 p. 100 et dans l'eau régale (sous-sulfure de cuivre) 5 p. 100.

L'établissement d'Oker était disposé en terrasses, afin de rendre plus commode le transport des masses solides et des liquides. Il est représenté par les figures 141 à 145 (Bräuning, *loc. cit.*). Au niveau le plus élevé se trouvait le plancher *a*, sur lequel étaient déposées les cendres de pyrite et le sel qui étaient moulus dans les deux moulins à meules verticales *b, b*. Ces derniers étaient actionnés par une machine *c* de la force de 12 chevaux. La charge moulue était amenée aux trémies des fours de grillage *d* (au nombre de 3) sur un chemin à rails (dit voie de roulage des chiens allemands ; ces derniers sont des wagons d'une forme particulière). Le gaz nécessaire pour le chauffage des fours était produit dans les générateurs *e*. Les gaz de la combustion et les gaz du grillage, sortant des fours par les rampants, *i* se rendaient dans le condensateur à acide (tour à coke) *k* et ensuite dans la cheminée *y*, dans laquelle pénétraient en même temps les gaz du foyer des chaudières *r, r* produisant la vapeur pour la machine motrice indiquée plus haut, pour le chauffage des lessives et pour élever celles-ci à l'aide d'injecteurs.

Les minerais grillés étaient lessivés dans des caisses *n* doublées de plomb. Les lessives obtenues étaient décuivrées par le fer dans les caisses à précipitation *o*, également doublées de plomb. Pour activer la précipitation, les lessives étaient chauffées au moyen de vapeur directe. Après le décuivrage, elles étaient écoulées dans les bassins *p, p*, desquels elles pouvaient être remontées au moyen d'injecteurs dans les vases à lixiviation. L'acide étendu condensé par de l'eau dans la tour à coke était chauffé dans des réservoirs particuliers et servait pour le second lessivage des minerais (afin de dissoudre le protochlorure et le bioxyde de cuivre).

Les figures 146 à 149 représentent un four à réverbère avec sole mobile (rotative) et foyer à grille, le four de *Gibbs* et *Gelstharpe*, dont 12 sont employés aux *Bede Metal works*, en même temps que le four à réverbère avec foyer à grille décrit précédemment.

La sole mobile consiste en une chaudière plate circulaire *zz*, munie d'un revêtement *y* en briques réfractaires. Cette chaudière repose sur un arbre vertical *w*, qui s'appuie sur une crapaudine dont son fond est muni et qui en outre traverse une boîte soutenue par les deux tubes en fer recourbés *x*. La crapaudine dans laquelle se meut le pivot inférieur de l'arbre est continuellement alimentée d'huile, au moyen d'une petite pompe actionnée par la machine principale. (L'huile en excès déborde.) Le mouvement de la sole est produit au moyen

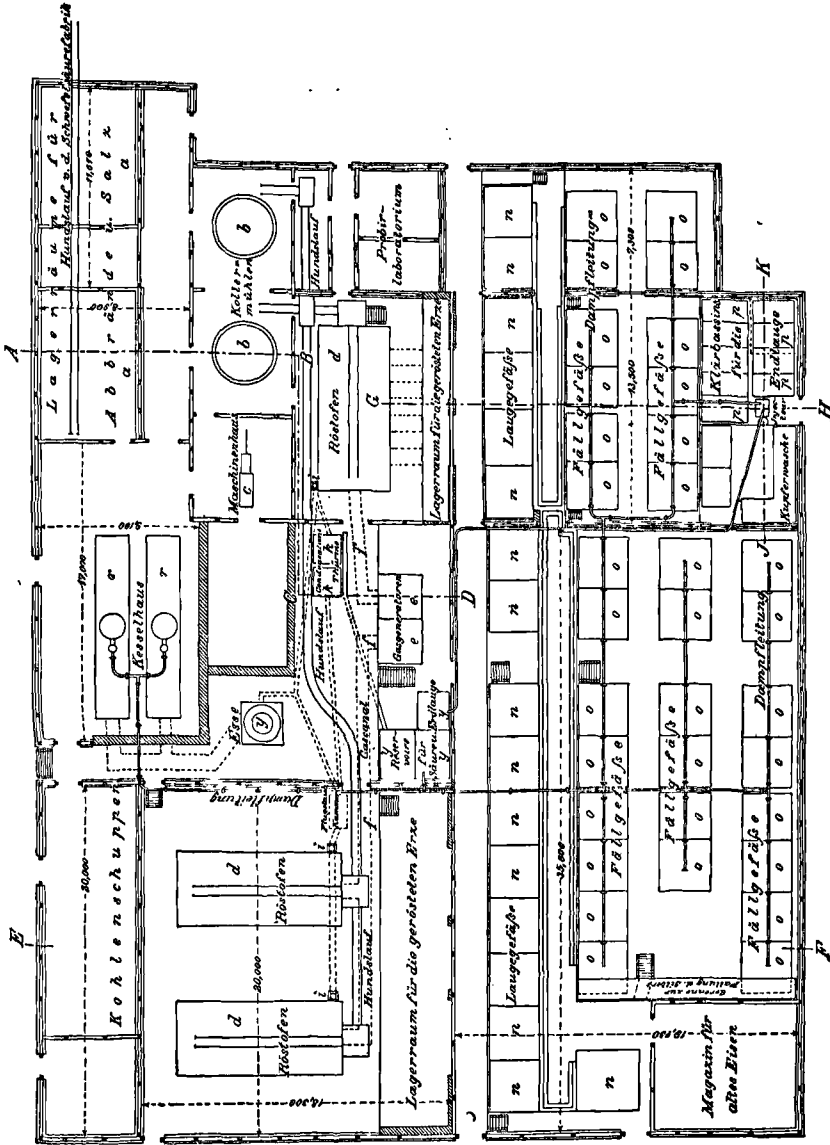


Fig. 141. — Disposition générale de l'ancien établissement d'Okor pour le traitement des minerais de cuivre par voie humide (grillage chlorurant, etc.).

Condensations Thürme. — Tours de condensation.
 Dampfleitung. — Conduite de vapeur.
 Esse. — Cheminée.
 Fallgefäße. — Vases à précipitation.
 Flugstaubkammer. — Chambre à poussières.
 Gascanal. — Conduite du gaz de chauffage.
 Gasgeneratoren. — Gasogènes.
 Gerinne zur Fallung d. Silbers. — Rigole pour la précipitation de l'argent.
 Hundslauf. — Voie des chiens allemands.
 Hundslauf v. d. Schwefelsäurefabrik. — Voie des chiens allemands de la fabrique d'acide sulfurique.
 Kesselhaus. — Bâtiment des générateurs.
 Klärbassins für die Endlaug. — Bassins de clarification pour la lessive finale.

Kohlenschuppen. — Hangar au charbon.
 Kollermühlen. — Moulins à meules verticales.
 Kupferwäsche. — Atelier de lavage du cuivre.
 Laugegefäße. — Vases à lixiviation.
 Lageräume für Abbrände u. Salz. — Dépôts des cendres de pyrite et du sel.
 Lageraum für die gerösteten Erze. — Dépôt des minerais grillés.
 Magazin für altes Eisen. — Magasin pour le vieux fer.
 Maschinenthaus. — Bâtiment des machines.
 Probirlaboratorium. — Laboratoire d'essais.
 Reservoirs für Säure u. Endlaug. — Réservoirs pour l'acide et la lessive finale.
 Rostöfen. — Fours de grillage.

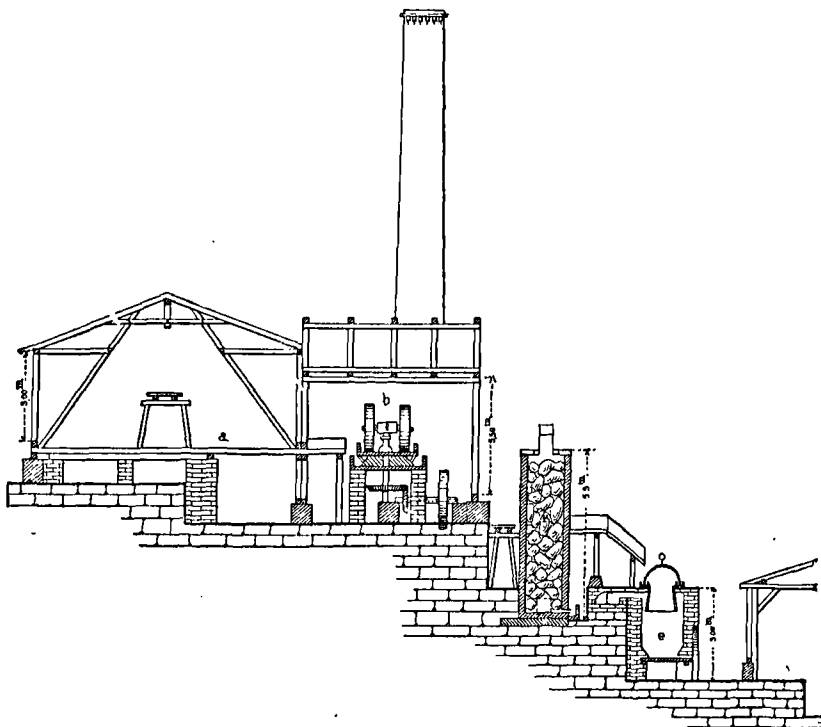


Fig. 142. — Ancien établissement d'Oker ; coupe suivant ABCD de la figure 141.

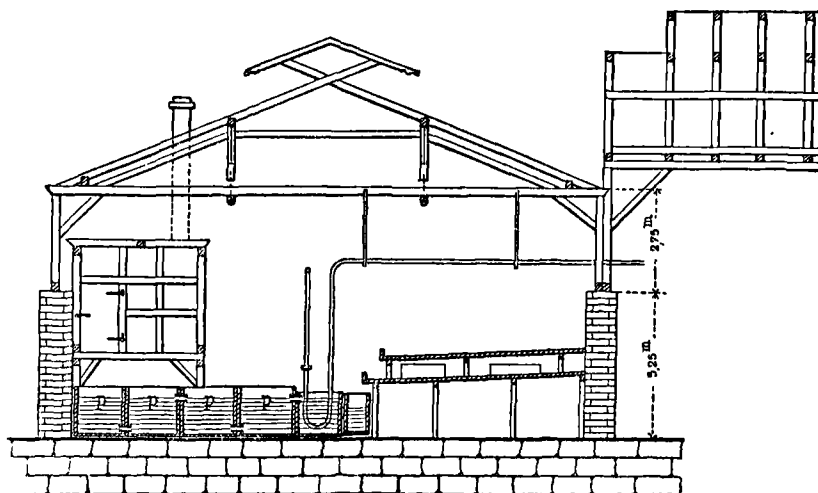


Fig. 143. — Ancien établissement d'Oker ; coupe suivant JK de la figure 141.

d'une chaîne sans fin s'engrenant dans une rainure de la chaudière. La chaîne est actionnée par l'arbre moteur *v* et les poulies *u* et *T*. La sole mobile forme le fond du laboratoire, qui est recouvert par la voûte *s* et entouré par la maçonnerie *r*. *R* est le foyer à grille et *M* le rampant, par lequel sont entraînés dans la tour condensatrice les gaz du grillage et les gaz du foyer. Entre la périphérie de la chaudière et la maçonnerie formant les parois latérales du four, on a ménagé un espace de 25^{mm} de largeur. Cet espace permet à la sole de se

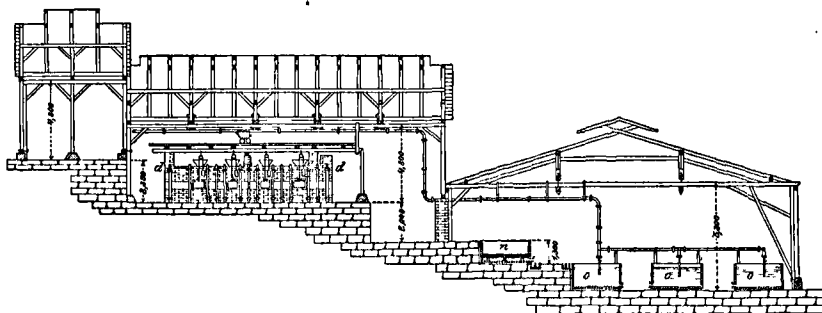


Fig. 144. — Ancien établissement d'Oker ; coupe suivant EF de la figure 141.

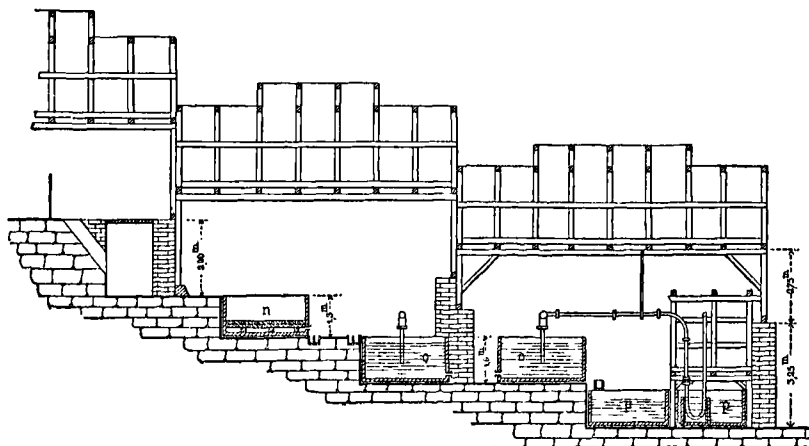


Fig. 145. — Ancien établissement d'Oker ; coupe suivant la ligne GH de la figure 141.

mouvoir librement et à l'air nécessaire pour le grillage de pénétrer librement sur la sole. Celle-ci est chargée par l'ouverture *O* ménagée dans la voûte ; cette ouverture, qui peut être fermée, est munie d'une trémie. Le râblage de la charge est effectué au moyen d'une sorte de charrue *P*, fixée à une tige et qui reçoit un mouvement lent de va et vient dans la direction du rayon de la sole. Par la rotation simultanée de celle-ci et le mouvement de la charrue, qui pendant une rotation de la sole ne parcourt qu'une seule fois la distance du centre de la sole à sa périphérie ou inversement, la matière soumise au grillage est suffisamment brassée et mise en contact avec l'air. Le mouvement de la charrue est produit par la vis sans fin *h*, mue par les roues dentées *A* ou *L*. La roue *L*

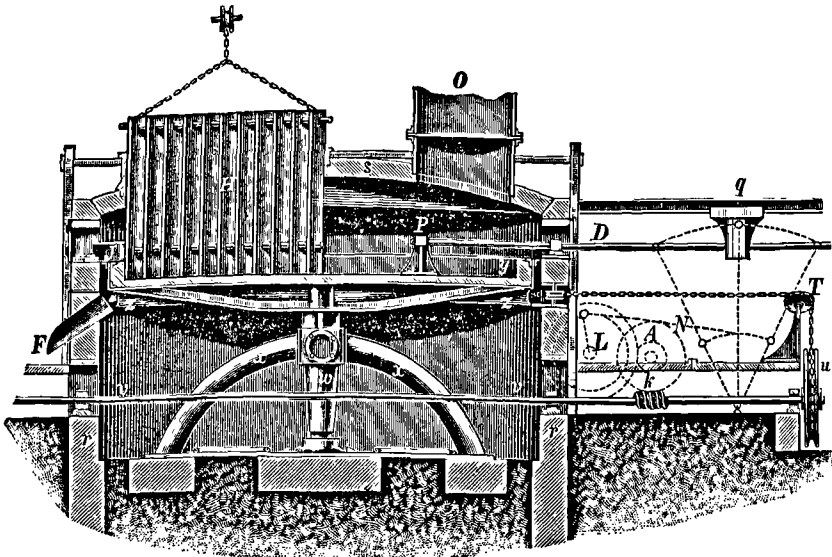


Fig. 146. — Four à sole mobile pour le grillage chlorurant de Gibbs et Gelstharpe; coupe longitudinale.

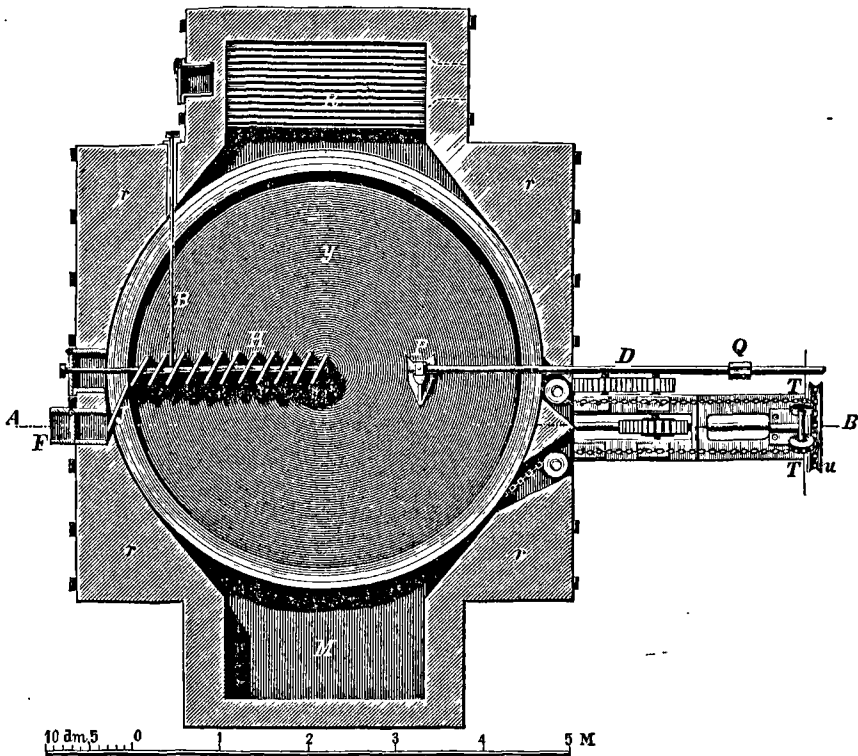


Fig. 147. — Four de Gibbs et Gelstharpe; coupe horizontale.

transmet son mouvement, à l'aide d'une manivelle et de la bielle N, à un bras de levier, qui au moyen de la traverse *g* imprime un mouvement de va et vient à la tige D de la charrue, qui est fixée à cette traverse, et par suite à la charrue elle-même.

La grille H sert pour vider le four ; elle est suspendue au-dessus de la voûte

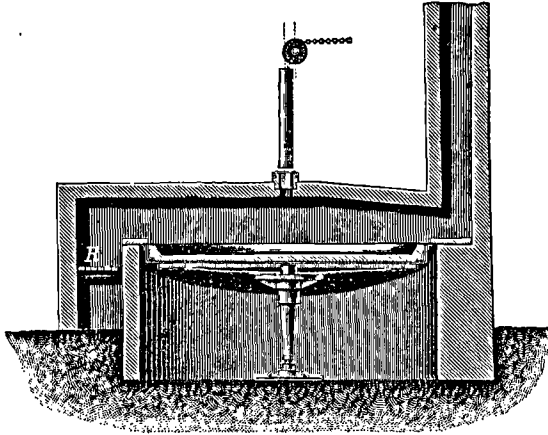


Fig. 148. — Four de Gibbs et Gelstharpe ; coupe transversale.

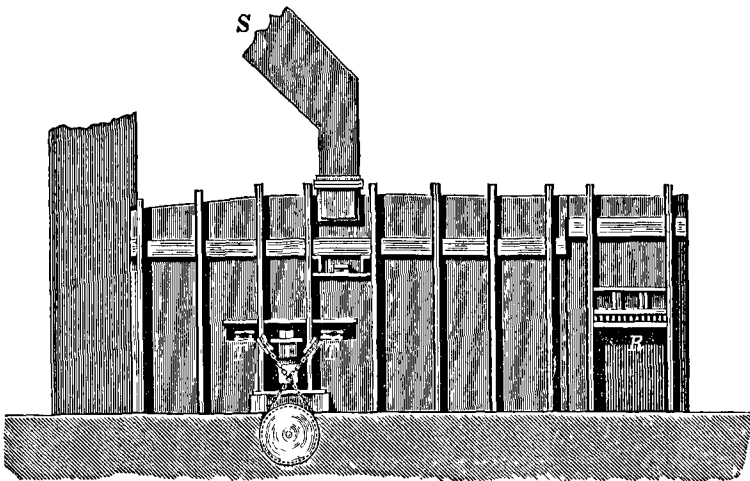


Fig. 149. — Four de Gibbs et Gelstharpe ; vue extérieure.

de ce dernier pendant le grillage et, lorsqu'elle doit servir, on la fait descendre sur la sole, à l'aide d'une chaîne, par une fente ménagée dans la voûte et que l'on peut fermer. Cette grille est formée d'une série de lames parallèles en tôle à chaudière. Celles-ci sont reliées solidement ensemble et disposées de façon qu'elles occupent dans le four une position oblique. Elles sont maintenues dans cette position par la tige B, que de l'extérieur on pousse contre la grille.

Dès que la sole tourne, le minerai pulvérulent s'introduit dans les intervalles laissés par les plaques et, par suite de la position oblique de celles-ci, il en sort et est alors poussé devant l'intervalle des deux plaques suivantes qui se trouvent du côté de la périphérie. Lors de la rotation subséquente de la sole, il est amené encore plus près de la périphérie, jusqu'à ce qu'il arrive finalement sur la plaque J, qui se trouve devant la porte de travail, puis dans la gouttière F et de celle-ci dans une chambre établie en dehors du four. La charrue en fonte doit être changée tous les 14 jours.

Douze fours ainsi disposés sont actionnés par deux machines à vapeur, ayant chacune une force effective de 18 chevaux. Dans un four, on grille en 9 heures 5 tonnes de minerai avec 7,5 p. 100 de sel. Les fours permettent un chauffage uniforme des masses qu'ils contiennent et un grillage complet, parce qu'ils rendent l'opération indépendante de l'habileté des ouvriers. Ils fournissent une quantité de sels solubles dans l'eau plus grande que les fours à travail manuel. D'après *Gibbs*, le minerai ayant subi le grillage chlorurant dans les fours en question contenait :

	Pour 100	Cuivre p. 100
Bichlorure de cuivre	6,70	3,15
Protochlorure de cuivre	0	—
Bioxyde de cuivre	0,32	0,25
Chlorure de sodium	0,90	—
Sulfate de sodium	14,03	—
Cuivre insoluble	—	0,13
Cuivre total		<u>3,53</u>

Les figures 150 à 152 représentent un four à moufle, comme celui qui est employé aux usines de la *Tharsis Sulphur and Copper Company*.

RR sont deux grilles; W est le moufle. La flamme passe d'abord dans les canaux *v* au-dessus du moufle, puis elle descend et circule en sens inverse dans les canaux *z*, *z* au-dessous du moufle; après un nouveau renversement de sa direction, elle se divise en deux courants et arrive dans le canal conduisant à la cheminée par les canaux *x*, *x* et le canal vertical *y*. Les gaz du grillage, qui contiennent du chlore et de l'acide chlorhydrique, passent du moufle, par le rampant *d* et le canal vertical *p*, dans le canal *u*, qui les conduit dans une tour condensatrice, dans laquelle tombe de l'eau sous forme de pluie. Sur les longs côtés du four se trouvent les portes de travail *a*, *a*, qui servent en même temps pour l'introduction de l'air et le déchargement du minerai grillé. Sur le four est établie une cuvette, dans laquelle est réchauffé le mélange de minerai et de sel qui doit être grillé.

Dans cette cuvette se trouve une série d'ouvertures *w*, que l'on peut fermer et par lesquelles on fait tomber la charge dans des canaux verticaux et de ceux-ci dans le moufle. Ces fours exigent 1,5 à 2 fois plus de combustible que les fours à réverbère, mais ils permettent de conduire plus sûrement l'opération et ils fournissent des gaz plus concentrés. La durée du grillage est de 12 heures. On grille d'abord pendant 9 heures avec 12 p. 100 de sel, puis pendant 3 autres heures avec une nouvelle addition de sel de 8 p. 100.

D'après *Gibbs*, le minerai grillé dans les fours à moufle contient :

	Pour 100	Cuivre p. 100
Bichlorure de cuivre.	4,25	2,00
Protochlorure de cuivre	0,35	0,21
Bioxyde de cuivre	0,88	0,70
Chlorure de sodium	3,40	—
Sulfate de sodium	17,40	—
Cuivre insoluble.	—	0,12
Cuivre total.		<u>3,03</u>

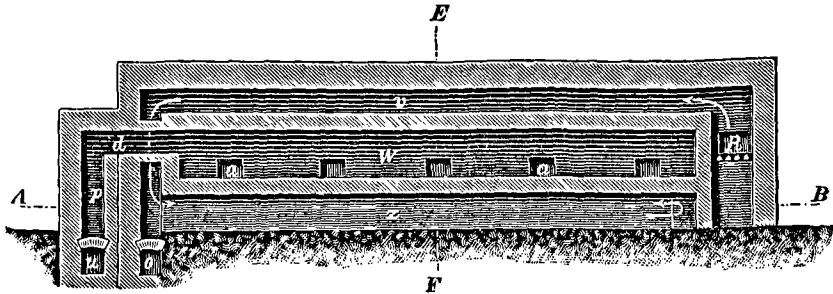


Fig. 150. — Four à moufle pour le grillage chlorurant de la Tharsis Sulphur and Copper Company ; coupe longitudinale.

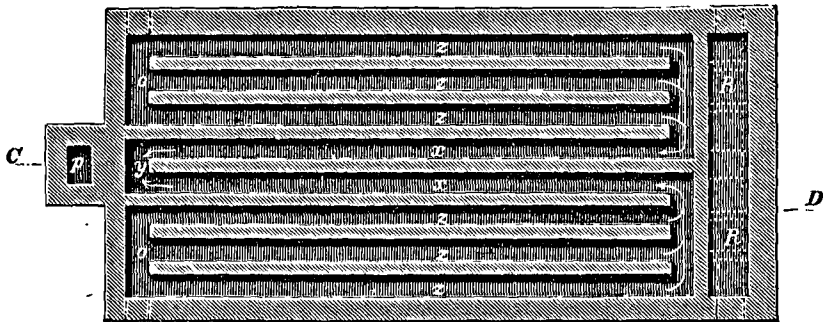


Fig. 151. — Four à moufle pour le grillage chlorurant ; coupe horizontale.

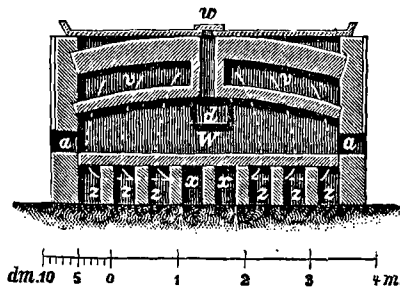


Fig. 152. — Four à moufle pour le grillage chlorurant ; coupe transversale.

Le liquide que l'on obtient dans les tours condensatrices mentionnées précédemment (une tour de 2^m,50 de côté et de 12 à 15 mètres de hauteur suffit pour 12 fours) se compose d'acide chlorhydrique et d'acide sulfurique étendus. (L'acide

sulfureux des gaz du grillage est transformé par le chlore en acide sulfurique.) Ce liquide est employé pour la dissolution du protochlorure et du bioxyde de cuivre du minerai grillé.

A *Konigshütte*, dans la *Silésie supérieure*, on emploie des fours à moufle à une sole et foyer à grille. Les grands fours ont $9670 \times 2910^{\text{mm}} = 28,34$ mètres carrés de surface de sole, les petits $9600 \times 2200^{\text{mm}} = 21,12$ mètres carrés. Dans ces fours on grille, avec 10 à 12 p. 100 de sel marin, des cendres de pyrite de Rio-Tinto contenant 5 p. 100 de cuivre et 3 à 4 p. 100 de soufre. La charge, y compris le sel, s'élève pour les grands fours à 4,2 tonnes, pour les petits à 2,5 tonnes. Elle est grillée en 9 heures. La durée totale de l'opération, le chargement et le déchargement compris, est de 9 heures 1/2 à 10 heures. La consommation de combustible s'élève à 27-30 p. 100 du poids du minerai grillé. Les gaz du grillage sont dirigés dans une tour à coke, où de l'eau tombe goutte à goutte, et dans laquelle sont recueillis le chlore et l'acide chlorhydrique. Les lessives acides obtenues servent pour la dissolution des combinaisons de cuivre insolubles contenues dans le minerai grillé.

b. — Dissolution du cuivre des minerais.

Dissolution du cuivre à l'état de sulfate.

La dissolution du cuivre transformé en sulfate est effectuée comme il a été déjà dit précédemment (p. 187), à propos des minerais contenant du sulfate de cuivre.

A *Rio-Tinto* et à *Tharsis*, les réservoirs employés pour la lixiviation du sulfate de cuivre obtenu comme il a été expliqué précédemment sont des bassins en maçonnerie cimentée de 30 mètres de longueur et de 1^m,50 de profondeur, et munis d'un faux fond en planches. Par les intervalles laissés entre celles-ci, la lessive se rassemble sur le fond proprement dit, qui est incliné et par les bondes établies aux deux angles du côté le plus bas du fond elle s'écoule dans des bassins de clarification. On lessive d'abord avec de l'eau, qui couvre complètement le minerai. On laisse séjourner la première eau sur celui-ci 2 à 6 heures, suivant la teneur du minerai grillé. Dans les lixiviations suivantes, l'eau reste 8 à 10 heures sur les minerais. Le nombre des lixiviations est ordinairement de 5 à 6, mais il peut être encore plus grand. Les différentes lessives se rassemblent dans les bassins de clarification mentionnés plus haut. La teneur moyenne en cuivre des lessives réunies est de 5 à 10 kilogr. par mètre cube. Les minerais lessivés contiennent encore 0,4 à 0,5 p. 100 de cuivre à l'état de combinaison sulfurée.

A *Agordo (Vénétie)*, les croûtes de noyaux étaient lessivées dans des caisses en bois de 40 à 50 mètres cubes de capacité. On lessivait d'abord avec des lessives faibles, puis avec des lessives plus fortes et on laissait chaque lessive sur les minerais pendant 24 heures. Les lessives riches avaient une densité de 31 à 34° B., les pauvres de 14 à 15°. Après trois lixiviations, les résidus étaient employés pour couvrir les tas de grillage pour noyaux et ensuite soumis à une nouvelle lixiviation. Les résidus étaient alors tamisés. Les parties fines étaient rejetées avec une teneur en cuivre de 0,25 à 0,50 p. 100, tandis que les parties grossières étaient encore employées pour couvrir les tas de grillage et de nouveau soumises à la lixiviation, une fois le grillage achevé.

Dissolution du bioxyde de cuivre.

La dissolution du bioxyde de cuivre formé aux dépens du sulfure de cuivre est effectuée comme il a été indiqué précédemment (p. 179) pour les minerais contenant du bioxyde de cuivre. On emploie comme dissolvants des acides étendus ou du protochlorure de fer.

A *Ore Knop* (Caroline du Nord, aux Etats-Unis), les minerais préalablement soumis à un grillage oxydant, après lequel ils contenaient 7,75 p. 100 de bioxyde de cuivre et 4,15 p. 100 de sulfate, étaient traités par une solution de protochlorure de fer à 22° B., dans des tonneaux en bois munis d'un fond conique intérieurement et de 2 mètres de diamètre sur 1^m,60 de hauteur. La charge s'élevait à 1,5 tonne. La lessive (1500 gallons), qui dépassait la poudre du minerai de 50 à 75^{mm}, était chauffée à 70°, au moyen d'un courant de vapeur d'eau, brassée pendant 8 heures avec le minerai et écoulee après un repos de 4 heures.

On a aussi employé des tonneaux à fond plat, sur lequel reposait une masse filtrante composée d'une couche de sable, recouverte d'une couche de coke. Dans ce cas, on laissait la lessive en contact avec le minerai pendant 4 jours.

Dissolution du chlorure de cuivre.

Le chlorure de cuivre formé par *voie humide* aux dépens du sulfure de cuivre à l'aide de *perchlorure de fer* (procédé Dötsch), est dissous par de fréquents arrosages des tas avec une solution de perchlorure de fer, comme il a été expliqué lors de la description du procédé en usage à Rio-Tinto (voy. p. 195). La lessive qui s'écoule des tas, à Rio Tinto, contient par mètre cube 5 à 7 kilogr. de cuivre.

Le chlorure de cuivre produit par *voie humide* au moyen de *protochlorure de fer* et d'*acide chlorhydrique* (Sadlberge), et dont la formation a été expliquée (p. 196), est lessivé dans des caisses en bois revêtues d'argile pilonnée et disposées comme celles qui ont été décrites à propos de l'imprégnation des minerais avec le liquide chlorurant. On laisse la lessive s'élever à 5-10 centimètres au-dessus du minerai.

On fait 12 à 16 lixiviations, en laissant chaque fois le liquide sur le minerai pendant 12 heures. Comme dissolvant principal, on emploie les lessives finales, auxquelles on ajoute une certaine quantité d'acide chlorhydrique (75 kilogr. pour 5 tonnes de minerai). Comme lessive pour les minerais frais, on se sert du liquide qui s'écoule lors de l'imprégnation des minerais avec du protochlorure de fer et de l'acide chlorhydrique. Ce liquide contient une quantité suffisante d'acide libre pour dissoudre les oxychlorures de cuivre renfermés dans le minerai. Après une action de 24 heures sur celui-ci, il est saturé. On l'écoule et maintenant on verse sur les minerais une lessive qui a déjà séjourné une fois sur des minerais à peu près décuvrés et une fois sur des minerais dont la moitié du cuivre a été lessivée. Les quatre premières lessives sont immédiatement envoyées à la précipitation. La teneur en cuivre par litre s'élève pour la première lessive à 30-40 grammes, pour la seconde à 20-25 gr., pour la troisième à 15-20 gr., et pour la quatrième à 10-15 gr. Les lessives suivantes, qui ordinairement reçoivent encore une seconde addition d'acide chlorhydrique, sont enrichies en cuivre avant d'être envoyées à la précipitation. Les minerais sont décuvrés jusqu'à 0,4 p. 100. Après lixiviation, ils sont encore traités par une lessive cimentée cuprifère, afin d'en éliminer les dernières particules de cuivre soluble.

La dissolution du chlorure de cuivre formé par voie sèche a lieu dans des caisses ou cuves en bois. Celles-ci sont rendues étanches au moyen de mastic de minium ou de chanvre goudronné introduits dans leurs joints et d'un enduit de goudron. A Oker, les caisses sont revêtues intérieurement de plomb laminé. Les vases à lixiviation contiennent 5 à 10 tonnes de minerai grillé. Si ce sont des caisses, on leur donne 3^m,40 de côté et une profondeur de 1^m,20 à 1^m,60 intérieurement. Sur le fond mobile, composé ordinairement de planches perforées et qui repose sur des lattes placées de champ, on met une couche filtrante de scories tamisées des foyers ou de coke, par-dessus laquelle on place une couche de bruyères ou bien, comme cela a lieu à Oker, on se contente de recouvrir le fond mobile d'une seule couche de paille.

Le sol du local où sont établis les vases à lixiviation et à précipitation est incliné et recouvert d'asphalte, afin que, s'il vient à se produire des fuites, les lessives cuprifères puissent être recueillies dans des réservoirs particuliers.

Les lessives sont amenées au moyen de tuyaux en terre ou en caoutchouc; ces derniers peuvent être fermés par des robinets à pincc. Elles sont montées sur les différents vases à l'aide d'injecteurs.

Le minerai grillé est introduit encore chaud dans les vases à lixiviation et il est traité d'abord avec des lessives faibles ou des lessives de la précipitation du cuivre (lessives finales), puis ordinairement avec de l'eau chaude et ensuite, pour dissoudre le protochlorure et le bioxyde de cuivre, avec les eaux acides des tours condensatrices, ou encore, en cas d'insuffisance de ces eaux, avec de l'acide chlorhydrique dilué acheté ou bien avec de l'acide sulfurique étendu. On lessive ordinairement trois fois avec de l'eau, et jusqu'à 6 fois avec les acides dilués. Les différentes lessives faibles sont amenées sur du minerai cuprifère, tant qu'elles renferment en dissolution une certaine quantité de cuivre et qu'elles sont neutres.

Les lessives ne doivent pas être laissées trop longtemps sur les minerais, quelque heures seulement, si c'est possible.

A Oker, les vases à lixiviation contenaient chacun 5 tonnes de minerai grillé. La première lixiviation était faite avec la lessive dite finale, qui dissolvait le bichlorure de cuivre et, parce qu'elle contenait des chlorures alcalins et du protochlorure de fer, l'argent renfermé dans le minerai grillé sous forme de chlorure, ainsi qu'une grande partie du protochlorure de cuivre. 100 parties de cette lessive forte, marquant 18° B., contenaient :

Cuivre.	0,015
Plomb.	traces
Peroxyde de fer	0,15
Alumine.	0,11
Oxyde de zinc	0,06
Protoxyde de manganèse	0,31
Protoxydes de nickel et de cobalt.	0,01
Chaux	0,12
Magnésie.	0,52
Alcalis.	2,61
Chlore.	2,56
Acide sulfurique	5,89

On faisait passer cette lessive sur le minerai, tant que le liquide sortant du

vase à lixiviation offrait une couleur bleue. La première lixiviation était terminée au bout de 4 à 5 heures. 100 parties de la lessive cuivreuse obtenue contenaient :

Cuivre.	3,71	p. 100
Plomb	0,01	»
Argent	0,005	»
Protoxyde de fer }	0,29	»
Alumine		
Oxyde de zinc.	4,97	»
Protoxyde de manganèse.	0,58	»
Protoxyde de cobalt }	0,04	»
Protoxyde de nickel		
Magnésie	0,27	»
Alcalis	10,60	»
Chlore	12,56	»
Acide sulfurique	8,95	»
Arsenic et antimoine.	traces	

La première lixiviation dissolvait 75 à 80 p. 100 du cuivre.

La seconde était faite avec les liquides acides de la tour condensatrice. On portait ces liquides à l'ébullition au moyen d'un courant de vapeur d'eau et on les laissait ensuite agir pendant 24 heures sur les minerais. La lixiviation était ensuite terminée avec de l'acide sulfurique étendu à 8° B. On employait pour 5 tonnes de minerai 125 kilogr. d'acide des chambres étendus à 8° B. On laissait ce dernier en contact avec le minerai, jusqu'à ce que, par suite de sa saturation par les bases, il offrît une réaction neutre, ce qui avait lieu ordinairement au bout de 2 jours.

Cette dernière lessive contenait dans 100 parties :

Cuivre	0,58
Alumine et protoxyde de fer	2,13
Oxyde de zinc.	0,06
Protoxyde de manganèse.	0,12
Cobalt et nickel.	0,02
Chaux	0,07
Magnésie	0,04
Alcalis	0,62
Chlore	0,13
Acide sulfurique.	2,39

Les résidus de la lixiviation, dits *résidus d'extraction*, étaient, à cause de leur teneur élevée en fer, employés comme fondants ferrugineux dans les usines à plomb du Harz supérieur, et de cette façon on en extrayait encore les petites quantités de cuivre qui y étaient restées. Les résidus d'extraction d'Oker offraient la composition suivante :

Protoxyde de fer.	79,0	p. 100
Alumine	3,0	»
Magnésie et alcalis.	1,0	»
Chaux	2,5	»
Acide sulfurique.	5,5	»
Résidu insoluble.	6,0	»

Les résidus de lixiviation ferrugineux, qui sont désignés sous le nom de *purple ore*, sont du reste traités pour fer dans les hauts-fourneaux, s'ils ne sont pas trop impurs. Mais à cause de leur état pulvérulent, ils ne peuvent être ajoutés aux minerais de fer proprement dits qu'en quantités relativement faibles. On les emploie en grande quantité pour le revêtement de la sole des fours à puddler.

La composition du *purple ore* (minerai pourpre) est mise en évidence par les analyses suivantes :

	I.	II.
Protoxyde de fer	90,61	95,10
Cuivre	0,15	0,18
Soufre	0,08	0,07
Phosphore	—	—
Sulfate de plomb	1,46	1,29
Sulfate de calcium	0,37	0,49
Sulfate de sodium	0,37	0,29
Chlorure de sodium	0,28	—
Insoluble	6,30	2,13
	<hr/>	<hr/>
	99,62	99,55
Fer métallique	63,42	66,57

c. — Précipitation du cuivre des dissolutions.

La précipitation du cuivre des dissolutions ayant déjà été décrite précédemment (p. 184), nous n'avons plus besoin de donner ici que quelques développements complémentaires.

Précipitation du cuivre du sulfate de cuivre.

A *Rio-Tinto*, les lessives sulfatées arrivent dans des bassins de clarification et ensuite dans des bassins de précipitation en maçonnerie cimentés et revêtus d'asphalte, de 15 mètres de longueur, de 1^m,80 de largeur et de 1 mètre de profondeur; 8 à 10 de ces bassins sont groupés de façon que la lessive puisse passer successivement de l'un dans l'autre. De ces bassins, la lessive se rend dans des canaux inclinés de 1 à 2 mètres de largeur, de 0^m,40 à 0^m,50 de profondeur et d'une longueur de quelques kilomètres. Comme les bassins de précipitation, ces canaux sont en maçonnerie cimentée intérieurement. Au commencement du système, leur inclinaison est de 3 à 4 millimètres par mètre courant, mais elle augmente ensuite peu à peu et atteint dans la dernière partie 1,5 à 2 centimètres. Les bassins de précipitation et les canaux sont remplis de saumons de fonte. La lessive coule sur ces derniers et sort dépouillée de cuivre à l'extrémité du système de canaux. La lessive finale, autant que cela est nécessaire, est retournée sur les minerais à lessiver au moyen de pompes faites avec un alliage de 80 parties de cuivre, 15 parties de plomb et 5 parties d'étain.

Il est évident que dans ce mode de précipitation la consommation en fer doit être très grande, par suite de la formation de sels de peroxyde de fer, et que la pureté du cuivre de ciment doit être fortement altérée par des sels de fer basiques. La quantité de fer consommée s'élève à 2,5 tonnes de fonte pour 1 tonne de

cuivre. Le cuivre de ciment contient, après plusieurs purifications, 60 à 85 de cuivre (*Knab*).

A *Agordo*, les lessives sulfatées étaient, avant la précipitation, traitées, comme l'avait proposé *Zoppi*, par l'acide sulfureux, par lequel les sels ferriques étaient réduits en sels ferreux. On diminuait ainsi la consommation en fer précipitant, celle-ci étant abaissée de 3,27 parties pour 1 partie de cuivre à 2,5 parties. En outre, l'acide arsénique était réduit en acide arsénieux et l'arsenic, précipité à l'état métallique par le fer, pouvait alors être séparé du cuivre par lavage et débouillage.

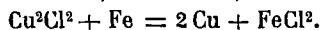
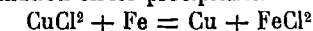
On faisait tomber la lessive à soumettre à l'action de l'acide sulfureux dans une cheminée haute de 9 mètres, établie au-dessus des caisses à précipitation et munie de diaphragmes horizontaux et on faisait arriver à sa rencontre les gaz de grillage d'un four à cuve.

Le procédé en question offre cet inconvénient, que l'acide sulfureux en réduisant le sulfate ferrique en sulfate ferreux se transforme en acide sulfurique, qui de son côté agit comme dissolvant sur le fer précipitant. La consommation en fer de 2,5 parties pour une partie de cuivre, nécessaire avec ce procédé, reste encore élevée; c'est pour cela que ce dernier n'a point été appliqué dans d'autres localités.

La caisse à précipitation est en bois de mélèze, elle a 4 mètres de longueur, 3 mètres de largeur et 1^m,50 de hauteur. La lessive est chauffée par les gaz d'un foyer circulant dans un tube et une boîte en fer établis dans la caisse à précipitation. L'appareil de chauffage lui-même est une cloche avec grille installée dans la caisse. La charpente de la cloche est en fer, mais ses parois sont formées de fouilles de plomb.

Précipitation des lessives qui contiennent le cuivre à l'état de chlorure.

Des lessives qui contiennent le cuivre sous forme de chlorure, ce métal est précipité par le fer. L'hydrogène sulfuré n'a été employé que quelquefois comme précipitant. Plus est grande la teneur des lessives en protochlorure de cuivre, plus faible est la consommation en fer précipitant.



Si les minerais soumis au grillage chlorurant étaient argentifères, l'argent se trouve aussi en dissolution dans les lessives sous forme de chlorure (le chlorure d'argent se dissout dans la lessive de chlorure de sodium). Au commencement de la précipitation, ce métal est précipité avec le cuivre et on peut l'obtenir en recueillant à part le cuivre de ciment précipité en premier lieu. Autrement, de la première lessive on le précipite, avant le cuivre, sous forme de sulfure ou d'iode au moyen de l'hydrogène sulfuré, de sulfures alcalins ou alcalino-terreux, ou de l'iodure de potassium ou de sodium (voyez Argent).

A *Rio-Tinto*, les vases de précipitation sont en briques et revêtus intérieurement de plâtre recouvert d'un enduit d'asphalte ou de ciment de Portland. Ils ont 2 mètres de largeur et 75 centimètres de profondeur. On fait passer la lessive à travers une série de ces vases. Pour 1 partie de cuivre, on emploie 1,12 parties de fer. Le cuivre de ciment contient 80 à 85 p. 100 de cuivre.

A *Stadlberge*, la précipitation du cuivre par le fer est effectuée comme il a été dit page 186. La lessive doit être claire et légèrement acide. Avec une lessive

neutre, la précipitation a lieu lentement et fournit un ciment boueux, tandis qu'avec une lessive très acide la consommation en fer est plus grande. Il doit toujours y avoir de nouveau fer (le fer est employé sous forme de déchets de tôle) à côté de celui qui est attaqué, parce qu'il faut longtemps avant que le fer soit dépouillé de la couche d'oxyde salin et de la rouille. C'est pour cela qu'il faut toujours ajouter de la tôle à de courts intervalles. Dans un des appareils précédemment décrits, 9000 à 12000 litres de lessive sont décuivrés en 15 à 24 heures, suivant la teneur en cuivre du liquide. La quantité de fer consommé s'élève à 105 parties pour 100 parties de cuivre. Avec le cuivre, il se précipite aussi de l'argent et cela dans le premier tiers et la première moitié du temps que dure la précipitation. On met cette circonstance à profit pour l'obtention d'un cuivre de ciment argentifère, en transportant, après que s'est écoulé le tiers ou la moitié du temps de la précipitation, la lessive dépouillée de son argent dans un second vase, où se continue la précipitation du cuivre. Dans le premier vase, on obtient un cuivre de ciment argentifère.

A *Oker*, la précipitation du cuivre des lessives se faisait dans des caisses en bois doublées de plomb. Afin de hâter la précipitation, les lessives étaient chauffées dans ces caisses par une injection de vapeur directe. Comme précipitant, on employait la fonte. Suivant leur degré de concentration, les lessives devaient être chauffées 2 ou 3 fois à l'ébullition, avant que tout le cuivre en fût précipité. La précipitation durait de 1 à 3 jours, suivant la teneur en cuivre des lessives. Pour 1 partie en poids de cuivre *pur*, on employait 1 partie en poids de fer. Toutes les quatre semaines, le cuivre de ciment était retiré des caisses. (Relativement à la place occupée par les caisses à précipitation dans l'établissement d'*Oker*, voyez la figure 141, p. 205.)

Aux *Bede Metal Works*, la précipitation du cuivre des lessives est effectuée au moyen d'éponge de fer moulue. Cette dernière est préparée par réduction en fours à réverbère, à l'aide de houille, des minerais lessivés. La réduction a lieu à une température assez basse pour que le fer ne soit pas liquéfié, mais se sépare à l'état spongieux. Le four à réverbère, qui est représenté par les figures 153 à 155, est partagé, au moyen de cloisons transversales *a* en maçonnerie, en 3 compartiments qui peuvent être chargés isolément. La flamme, qui est rendue aussi réductrice que possible par la position très basse de la grille, passe au-dessus des différents compartiments, entre la voûte et le bord supérieur des cloisons, et se rend ensuite dans 5 canaux établis au-dessous de la sole, pour chauffer celle-ci par dessous. La charge pour chaque compartiment du four se compose de 1016 kilogr. de *purple ore* sec et de 305 kilogr. de houille, qui a été passée dans un tamis avec 32 mailles par 10 centimètres carrés. Elle est introduite par des ouvertures (fig. 153), ménagées dans la voûte du four; on l'étend sur la sole en une couche de 152^{mm} d'épaisseur et, une fois la réduction effectuée, on la retire par des ouvertures ou conduits verticaux traversant la sole (à côté des portes de travail *b*), desquels elle tombe dans des vases en fer placés au-dessous de celle-ci et que l'on peut fermer. La durée de la réduction (au rouge clair) est de 9 à 12 heures dans le compartiment le plus près du pont de chauffe, de 18 heures dans le suivant et de 24 heures dans le dernier. Afin que la charge ne s'agglutine pas, il faut la brasser une fois pendant le temps que dure la réduction.

Les portes du four doivent être tenues hermétiquement closes pendant la réduction. L'air ne pénètre que par la grille. Les masses reçues au sortir du four

dans les caisses en fer mentionnées plus haut y sont abandonnées pendant 48 heures, à l'abri du contact de l'air, afin qu'elles se refroidissent.

L'éponge de fer est ensuite moulue à l'aide de meules verticales très lourdes.

L'éponge est brassée continuellement dans la lessive cuprifère. Le brassage peut être effectué par travail manuel, à l'aide d'appareils mécaniques ou au moyen d'une soufflerie (injection d'air).

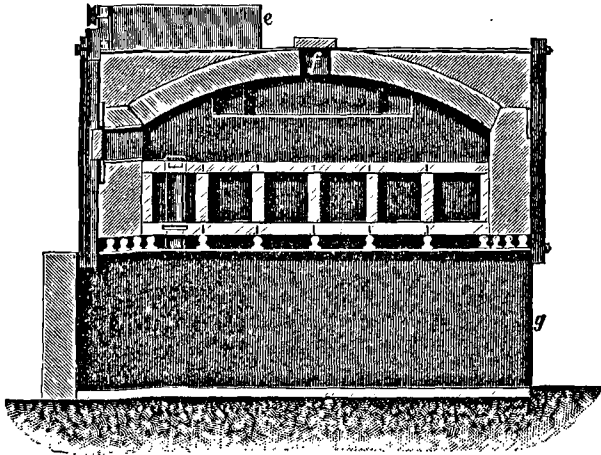


Fig. 153. — Four à réverbère des *Bede Metal Works* pour la préparation de l'éponge de fer; coupe transversale.

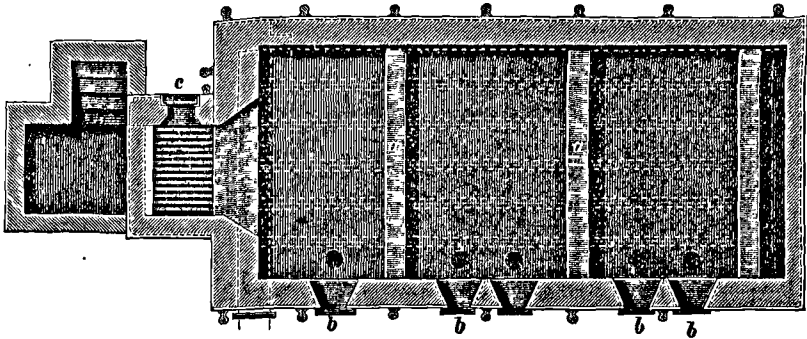


Fig. 154. — Four pour la préparation de l'éponge de fer; coupe longitudinale.

La précipitation par l'éponge de fer a l'inconvénient de donner un cuivre de ciment dont la pureté est altérée par du peroxyde de fer non réduit, par de la cendre de charbon et par du charbon. C'est pour cela qu'elle n'a pas été appliquée dans d'autres localités.

Aux *Bede Metal Works*, le cuivre a été aussi pendant longtemps précipité sous forme de *sulfure de cuivre* au moyen de l'*hydrogène sulfuré*, d'après le procédé de *Gibb*. Le sulfure de cuivre obtenu était lavé et aggloméré dans un filtre-pressé et ensuite traité comme matte riche et cuivre ampoulé. L'hydrogène sulfuré était produit par traitement de sulfure de sodium par l'acide carbonique. Ce dernier était

obtenu par combustion de çoke dans un four à cuve. Le sulfure de sodium était

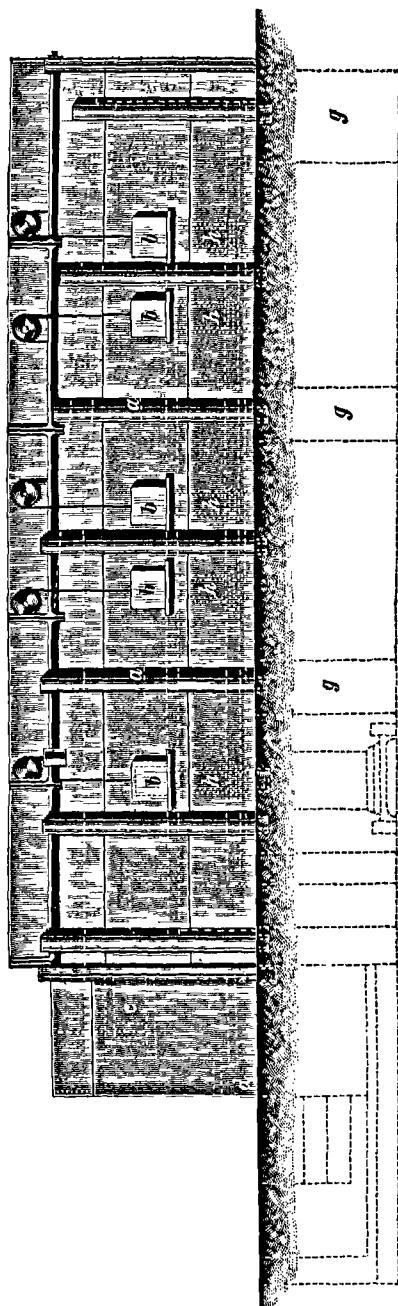


Fig. 155. — Four pour la préparation de l'éponge de fer ; vue extérieure.

préparé avec l'eau-mère acide de la précipitation du sulfure de cuivre. Cette eau-

mère était évaporée à siccité dans un four à réverbère ; puis le résidu était mélangé avec du menu de charbon et réduit dans un four à réverbère. La masse fondue, composée de sulfure et de carbonate de sodium, était lessivée et la lessive traitée, comme on l'a dit, par l'acide carbonique. Comme produit secondaire, on obtenait de la soude. Ce procédé a cependant été abandonné, parce qu'il était plus coûteux que la précipitation par le fer.

La composition du cuivre de ciment est mise en évidence par les analyses suivantes :

Cuivre de ciment précipité de solutions sulfatées :

Agordo		Rio-Tinto	
Cuivre	57,95	Cuivre	51,90
Peroxyde de fer	10,95	Argent	2,35
Oxyde de zinc	1,78	Plomb	1,45
Alumine	0,33	Bismuth	4,95
Chaux	1,80	Fer	7,00
Arsenic	4,93	Antimoine	0,50
Eau	3,83	Arsenic	2,95
Insoluble	12,10	Soufre	5,10
		Chaux	0,60
		Chlorure de sodium	0,40
		Sulfate de sodium	1,40
		Sable	5,00
		Charbon	6,40
		Oxygène, eau et perte	16,00

Cuivre de ciment précipité de solutions de bichlorure de cuivre :

Wittkowitz (Moravio)		Oker (précipité par la fonte)	
Cuivre	69,43	Cuivre	77,45
Argent	0,521	Plomb	0,63
Or	traces	Argent	0,10
Bismuth	0,17	Bismuth	0,006
Plomb	1,50	Arsenic	0,04
Arsenic	1,45	Antimoine	0,15
Fer	2,77	Peroxyde de fer	6,72
Cobalt	0,13	Alumine	0,99
Nickel	0,03	Zinc	1,02
Zinc	0,36	Manganèse	0,02
Acide sulfurique	5,93	Cobalt et nickel	0,03
Chlore	1,22	Magnésie et alcalis	2,75
Acide phosphorique	0,20	Acide sulfurique	4,58
Soude	1,48	Chlore	1,19
Chaux	2,19	Insoluble	0,61
Magnésie	0,28	Oxygène, humidité et perte	3,654
Eau	2,98		
Oxygène combiné à des métaux	8,98		

Cuivre de ciment anglais, d'après *Gibb*, précipité avec :

	Eponge de fer	Morceaux de fer lourds	Morceaux de fer légers
Cuivre	67,500	72,500	67,500
Arsenic	0,137	0,306	0,100
Argent	0,011	0,046	0,066
Plomb	1,300	2,600	1,740
Peroxyde de fer	5,150	4,410	7,560
Carbone	5,100	—	—
Acide silicique	3,200	—	—

d. — Traitement du précipité cuprifère (cuivre de ciment) pour cuivre marchand.

Le cuivre de ciment est un mélange de cuivre métallique avec des sels de fer basiques, des particules de fer, du graphite, et même aussi avec de l'acide silicique, de l'antimoine, de l'arsenic et de l'arséniate de fer.

Il est dépouillé autant que possible des impuretés par des lavages et débourbages, dont les boues ou schlamms contiennent ordinairement une partie du cuivre. Si le cuivre de ciment lavé est pur, il est raffiné directement, autrement il est d'abord fondu pour cuivre brut dans des fours à réverbère et ensuite raffiné.

Le raffinage du cuivre de ciment pur a lieu de la même manière que celui du cuivre brut obtenu par voie ignée.

Le cuivre de ciment tout à fait impur, comme l'est surtout celui qui a été précipité de solutions acides, ainsi que les schlamms cuprifères sont fondus pour matte avec addition de minerai brut.

En Angleterre, lors de la fonte du cuivre de ciment pour cuivre brut (fonte pour *blister copper* — cuivre ampoulé), on enlève après la fusion du cuivre la couverture de scories et l'on puise le cuivre pour le verser dans des moules en sable.

Si le cuivre renferme de grandes quantités de charbon, comme cela a lieu lorsqu'on emploie l'éponge de fer pour la précipitation, un chauffage au rouge dans des fours de grillage doit précéder la fusion ; le charbon est ainsi brûlé, tandis qu'une partie du cuivre est oxydée. Ce chauffage au rouge au contact de l'air est aussi effectué pour le cuivre qui contient de grandes quantités d'arsenic (Rio-Tinto), afin d'éliminer une partie de cet élément à l'état d'acide arsénieux.

On a aussi recommandé, pour la fonte en four à réverbère pour cuivre noir du cuivre de ciment arsénical, des soles avec revêtement basique. Sur ces dernières, comme on l'a déjà dit à propos du procédé par voie ignée (p. 136), il se scorifie moins de cuivre et la sole dure plus longtemps.

A *Atvidaberg*, en Suède, le traitement du cuivre de ciment pour cuivre brut a lieu dans des fours à réverbère avec chauffage au gaz.

A *Stadtberge*, le cuivre de ciment est lavé dans un tambour ou débourbeur en bois de 3 mètres de longueur et de 1^m,25 de diamètre, dont la surface intérieure est garnie de bandes de bois disposées en hélices. Le courant d'eau et le cuivre cimenté se meuvent en sens opposé. Les schlamms sortant de l'appareil sont recueillis dans des réservoirs. On obtient 2/3 de cuivre de ciment pur tenant 90 à 95 p. 100 de cuivre et des schlamms avec une teneur en cuivre de 10 à 25 p. 100. En 10 heures, on purifie dans l'appareil en question 5 tonnes de cuivre de ciment. Les schlamms cuprifères sont enveloppés dans de la chaux vive et ensuite fondus

pour cuivre noir au four à manche. A 3 tonnes de schlamms ainsi préparés, on ajoute 1/2 tonne de scories de raffinage du cuivre et 1/2 tonne de scories de la fonte des schlamms de cémentation.

Le cuivre noir fourni par les schlamms est raffiné dans un four chauffé au gaz avec le cuivre pur obtenu par le lavage du cuivre de ciment. On charge dans le four 2500 à 3500 kilogr. de cuivre de ciment et 1500 à 2250 kilogr. de cuivre noir. La durée du traitement d'une charge est de 24 heures. Comme combustible, on emploie dans cette opération 1500 à 1800 kilogr. de houille et 125 à 150 kilogr. de charbon de bois. Le cuivre argentifère est coulé sous forme de plaques d'anodes et soumis à l'électrolyse, en vue de la séparation du cuivre et de l'argent.

Extraction du cuivre par voie humide des produits métallurgiques.

L'extraction du cuivre par voie humide des produits métallurgiques se fait ordinairement en même temps que celle de l'argent et de l'or et elle sera décrite avec détails dans le chapitre relatif à la métallurgie de l'argent. Le cuivre que par voie humide on extrait des sulfures métalliques, des speiss et des alliages n'est pas obtenu sous forme de métal, mais à l'état de sel.

III. — Extraction du cuivre par voie électrométallurgique.

Depuis la découverte des machines dynamo-électriques (1871), on s'est efforcé avec ardeur d'utiliser le courant électrique pour l'extraction du cuivre de ses minerais et des produits métallurgiques ; et ce sont les procédés par voie humide sur lesquels l'attention a été jusqu'à présent exclusivement dirigée. Relativement au procédé par voie sèche, on ne connaît encore actuellement aucune expérience ayant donné des résultats définitifs. Pour l'extraction du cuivre des alliages, surtout du cuivre argentifère et aurifère, on a effectivement atteint par voie humide des résultats si grands aux points de vue technique et économique, que le procédé en question a été introduit dans un grand nombre d'usines métallurgiques pour la séparation du cuivre d'avec les métaux nobles, avec extraction simultanée de cuivre extraordinairement pur. Au contraire, pour les minerais et les mattes, le succès est encore à attendre. Des méthodes très rationnelles ont été proposées par *Siemens* et *Höpfner* pour l'extraction du cuivre des minerais ou des sulfures métalliques. Bien que la possibilité de l'application technique du procédé en question ait été démontrée, jusqu'à présent des données sur une longue exploitation en grand font cependant encore défaut. Le traitement des mattes cuivreuses à l'aide de l'électrolyse n'a pas conduit jusqu'à ce jour à des résultats économiques encourageants.

On ne peut donc actuellement émettre un avis concluant que sur l'électrolyse des alliages de cuivre, dont l'emploi est tout à fait indiqué, dès qu'il s'agit de la séparation du cuivre d'avec les métaux nobles, le cuivre étant à un bon prix et la force motrice nécessaire pour actionner les machines dynamo-électriques étant à bon marché. Cependant, pour la préparation du cuivre pur, par conséquent pour le raffinage de ce métal, sans extraction simultanée des métaux nobles, l'emploi de l'électrolyse ne peut être justifié que si le cuivre obtenu par ce procédé est à un prix très élevé (ce qui actuellement n'existe pas).

La possibilité de l'extraction avantageuse du cuivre des minerais et des sulfures métalliques, ne peut, comme on l'a déjà dit, être démontrée que par une exploitation en grand poursuivie pendant un long temps.

Nous avons donc à distinguer :

- a. L'extraction du cuivre des minerais,
- b. L'extraction du cuivre des mattes,
- c. L'extraction du cuivre des alliages.

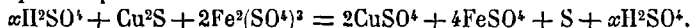
a. — Extraction du cuivre des minerais.

Pour l'extraction du cuivre des minerais, nous devons mentionner le procédé de *Siemens et Halske* et celui de *Höpfner*. Tous les deux reposent sur l'emploi d'anodes insolubles, c'est-à-dire sur la préparation des solutions de cuivre avec les minerais en dehors du circuit électrique et sur la suppression partielle par l'action secondaire de l'anion sur l'électrolyte de la force contre-électromotrice produite par le courant, par suite de la décomposition de la solution de cuivre ¹.

L'action des anodes solubles, par la dissolution desquels, comme on le sait, la force contre-électromotrice est plus ou moins annulée, est ici remplacée par une suroxydation ou une surchloruration de l'électrolyte entourant les anodes par l'anion, c'est-à-dire par l'oxygène ou le chlore. Les deux procédés dissolvent le cuivre du sulfure de cuivre ou des minerais cuprifères dans des vases à lixiviation particuliers, en dehors du circuit électrique. Dans le procédé de *Siemens et Halske*, la solution est d'abord amenée aux cathodes du circuit électrique, où le cuivre est séparé par le courant, et la solution dépouillée d'une partie de son cuivre est ensuite conduite aux anodes, où elle est régénérée pour être employée de nouveau pour la dissolution. Dans le procédé d'*Höpfner* une solution particulière de cuivre est amenée aux cathodes et séparément de cette solution une autre solution particulière est conduite aux anodes. Le cuivre est précipité sur les cathodes, tandis que sur les anodes se produit une régénération du liquide dissolvant.

Procédé de Siemens et Halske.

D'après ce procédé ², on dissout le cuivre des minerais, qui le contiennent à l'état de sulfure, avec une *solution de sulfate ferrique* renfermant de l'acide sulfurique libre, d'après l'équation :



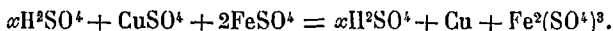
Le sulfate ferrique est alors transformé en sulfate ferreux, tandis qu'en même temps du soufre se sépare. La lessive ainsi obtenue, qui se compose de sulfate de cuivre et de sulfate ferreux, est amenée dans le bain et d'abord sur les cathodes du circuit électrique formées de lames de cuivre et qui sont séparées des anodes en charbon par un diaphragme non métallique ou filtre. Cela est nécessaire, afin de ne pas entraver les réactions sur les anodes et dans le liquide entourant les cathodes. Sur les cathodes, une partie du cuivre est maintenant séparée du sulfate de cuivre par le courant, tandis que le radical acide SO^4 se rend à l'anode. Le liquide dépouillé d'une partie de son cuivre, dans lequel le fer se trouve à

¹ Voy. Schnabel, *Allgem. Hüttenkunde*, p. 290.

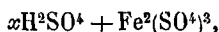
² Patente allemande, n° 42243, du 14 sept. 1886.

l'état de sulfate ferreux, coule par le diaphragme ou le filtre dans le compartiment des anodes, où le sulfate ferreux est transformé par l'anion SO^4 en sulfate ferrique neutre $\text{Fe}^2(\text{SO}^4)^3$.

Le processus électrolytique tout entier est exprimé par l'équation :



On obtient par conséquent à l'anode le liquide dissolvant primitif



c'est-à-dire une solution de sulfate ferrique contenant de l'acide sulfurique libre. On remet cette solution en contact avec les minerais à lessiver et on la fait ainsi circuler, jusqu'à ce que sa pureté soit trop fortement altérée par absorption des autres métaux contenus dans le minerai.

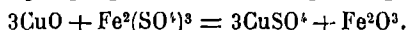
Par la transformation du ferrosulfate en ferrisulfate à l'anode, il se produit une quantité d'énergie électrique équivalente à la chaleur de combinaison dégagée dans cette réaction, et qui est en partie annulée par la force contre-électromotrice résultant de la décomposition du sulfate de cuivre à la cathode. La chaleur de combinaison dégagée, exprimée en calories-kilogrammes, s'élève pour 1 molécule de sulfate ferrique à :

$$\begin{array}{r} 224,88 (\text{Fe}^2\text{SO}^4)^3 \text{ cal.} \\ - 186,40 (2\text{FeSO}^4) \quad - \\ \hline = + 38,48 \text{ calories.} \end{array}$$

La chaleur de décomposition pour 1 molécule de sulfate de cuivre s'élève à 55,96 calories. Ces 55,96 calories se présentent comme force contre-électromotrice et elles sont réduites à 17,48 calories par les 38,48 calories agissant en sens opposé et qui résultent de la transformation du ferrosulfate en ferrisulfate. La force contre-électromotrice, exprimée en volts, ne s'élèverait par suite qu'à 0,38 volt.

Le ferrisulfate fait également entrer en dissolution une certaine quantité du cuivre contenu dans les minerais.

Si le cuivre se trouve à l'état de bioxyde dans les minerais, il est dissous aussi bien par l'acide sulfurique que par le sulfate ferrique, d'après l'équation :



Tandis que, si le cuivre se trouve à l'état de sulfure, le liquide soumis à l'électrolyse et mis ensuite en contact avec le minerai possède après chaque lixiviation la même teneur en sulfate de cuivre, ferrosulfate et acide sulfurique, le liquide réemployé à la lixiviation, lorsque le cuivre est à l'état d'oxyde, s'appauvrit de plus en plus en fer et acide sulfurique à mesure que l'électrolyse continue, mais devient au contraire plus riche en cuivre.

Le plus avantageux, en vue de la suppression de la force contre-électromotrice, c'est donc que le cuivre se trouve sous forme de sulfure, parce que autrement il faut toujours ajouter de nouvelles quantités d'acide sulfurique et de ferrisulfate, afin de conserver à la lessive sa teneur moyenne exacte.

Occupons-nous maintenant de la mise en pratique du procédé. Il est convenable, avant la lixiviation, de soumettre à un léger grillage le minerai contenant du sulfure de cuivre et du sulfure de fer, grillage par lequel le fer doit être transformé en oxyde, tandis que la majeure partie du cuivre doit rester à l'état de sulfure. (Le four Gerstenhöfer recommandé pour cela ne peut être employé que pour les minerais de cuivre contenant de la pyrite, mais une grande partie du cuivre est

alors transformée en oxyde. En outre, avec ce four on n'est pas maître du grillage et il se produit une grande quantité de poussière.)

Le minerai ainsi grillé est soumis à une lixiviation méthodique avec du sulfate ferrique. D'après de récentes expériences, on pourrait aussi, sans grillage préalable, dissoudre avec le ferrisulfate le cuivre d'un grand nombre de minerais sulfurés réduits en poudre fine, en ayant recours à un chauffage modéré. Comme vases à lixiviation, on peut se servir aussi bien de caisses que de tambours rotatifs. La lessive saturée de cuivre, qui est maintenant exempte de ferrisulfate, est transportée aux cathodes du circuit électrique.

Pour séparer les cellules à électrolyse en deux compartiments, celui des anodes et celui des cathodes, on employa d'abord des membranes. Mais celles-ci n'ont pas été conservées, parce qu'elles offraient une trop grande résistance au passage du courant ou qu'elles ne duraient pas un temps suffisamment long, qu'elles se dilataient et laissaient passer les liquides.

C'est pour cela que l'on a proposé un autre dispositif de cellules à électrolyse, qui est représenté par les figures 156 à 158.

Le bain représente un vase plat en bois, qui est muni d'un fond mobile L. Sur ce dernier se trouve l'anode A, communiquant avec la machine dynamo au moyen d'un conducteur isolé. L'anode est en charbon de corne sous forme de plaques ou de petits morceaux, ces derniers étant disposés sur des plaques de plomb perforées. Au-dessus de l'anode est placé un filtre R, qui se compose de feutre ou d'un autre tissu approprié. Le compartiment des cathodes qui se trouve au-dessus du filtre renferme comme cathodes une série de tambours rotatifs K_1, K_2, K_3, K_4 , qui sont munis d'un revêtement conducteur (lame de cuivre) et qui par l'intermédiaire de tourillons en cuivre sont mis en communication avec le conducteur du courant k , par lequel est aussi établie la communication entre les différents tambours. A l'aide du cordon imperméable à l'eau S, on fait tourner ces derniers lentement. La lessive cuprifère servant d'électrolyte pénètre dans le compartiment des cathodes en quantité telle que les tambours en sont toujours couverts. Par la rotation de ceux-ci, le liquide est maintenu en mouvement dans le compartiment des cathodes. Le liquide passe par le filtre dans le compartiment des anodes et par le faux-fond de celui-ci dans l'espace z , duquel il sort par le tube U. La quantité du liquide sortant est égale à celle qui arrive aux anodes, de sorte que le bain est continuellement rempli par la lessive qui le traverse.

Le courant électrique a une direction contraire à celle du liquide. Il arrive aux anodes par des conducteurs isolés et des anodes il se rend à travers l'électrolyte aux tambours formant les cathodes, desquels, par le conducteur k , il passe dans d'autres cellules à électrolyse et est ramené de la dernière cellule à la machine. A la cathode, la lessive perd environ $2/3$ de sa teneur en cuivre, pendant qu'une quantité correspondante de $SO^3 + O$ devient libre. Le liquide appauvri traverse le filtre et se rend à l'anode, où le sulfate ferrique est régénéré par l'anion SO^4 . La solution de sulfate ferrique, par suite de son poids spécifique, tombe au fond et sort la première du compartiment des anodes, pour être ramenée aux appareils de dissolution.

La différence potentielle, indiquée est de 0,7 volts. La densité du courant ne doit pas être plus grande que lorsqu'on emploie des anodes formées de matras cuivreuses (16 ampères par mètre carré).

De nouveaux perfectionnements ont été encore apportés dans ces derniers temps aux appareils à électrolyse. Ils sont indiqués dans le catalogue de la

maison Gruson, à Magdebourg-Buckau, qui se charge de l'établissement des appareils nécessaires pour ce procédé.

Dans les appareils perfectionnés, les anodes se composent de baguettes rondes

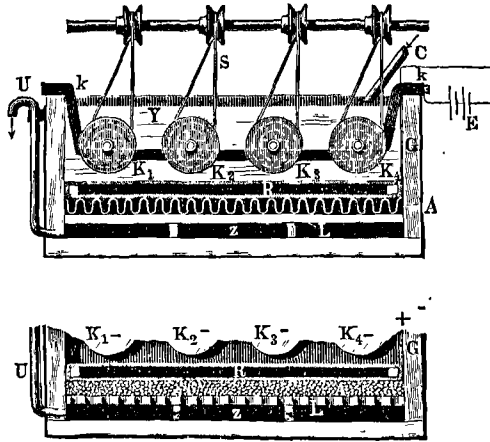


Fig. 156 et 157. — Appareil pour l'extraction électrométallurgique du cuivre des minerais ; coupes transversales (procédé Siemens et Halske).

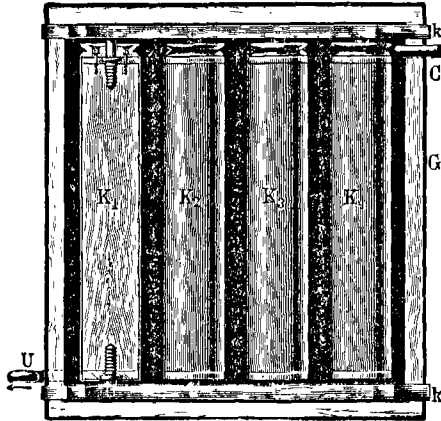


Fig. 158. — Appareil pour l'extraction électrométallurgique du cuivre des minerais ; coupe horizontale.

de charbon homogène, qui, préparées d'une façon particulière, sont, au moyen de bandes de plomb coulées bien isolées, réunies entre elles au nombre de 109 en un système de 1^m,60 de longueur et de 0^m,405 de largeur. Le courant est amené au moyen de lames de plomb fixées par fusion à une des extrémités des bandes. La figure 159 représente un pareil système d'anodes.

Les bains, dont la disposition est mise en évidence par la figure 160, sont des caisses en bois plates, qui sont rendues étanches par un revêtement intérieur formé d'un tissu de jute enduit d'asphalte. A une certaine distance au-dessus du système d'anodes, qui se trouve sur le fond du bain, est établi un filtre en

toile tendu dans un cadre en bois, et qui partage le bain en deux compartiments, celui des anodes et celui des cathodes. Dans ce dernier compartiment, le supérieur, sont établis les cathodes, qui recouvrent toute la surface du bain. Ces cathodes sont des plaques de bois, qui sur leur face inférieure sont revêtues d'une

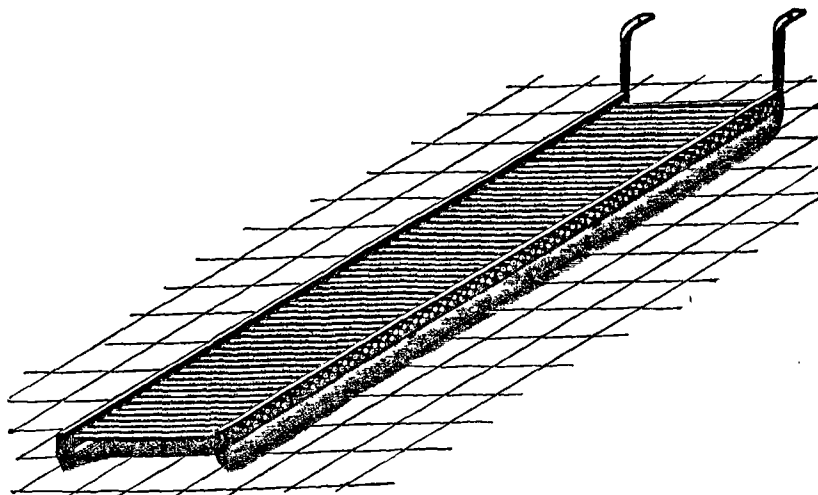


Fig. 159. — Système d'anodes des nouveaux appareils d'électrolyse des minerais de cuivre (procédé Siemens et Halske).

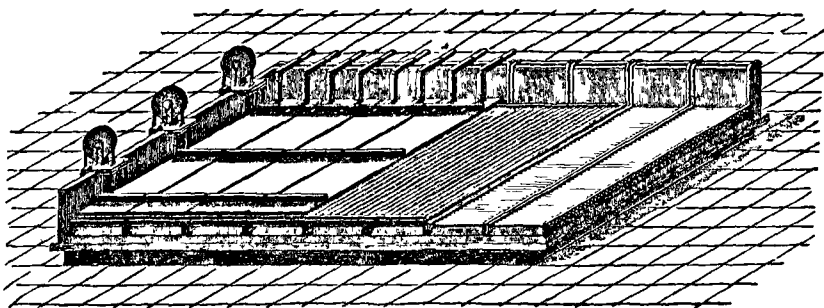


Fig. 160. — Bain des nouveaux appareils d'électrolyse des minerais de cuivre (procédé Siemens et Halske).

feuille de cuivre mince. Sur celle-ci se précipite le cuivre séparé par l'électrolyse. Entre le filtre en toile et les cathodes, fonctionne un appareil agitateur (dont les dispositions ne sont pas indiquées), afin de maintenir dans un état d'homogénéité convenable la lessive entourant les cathodes.

La dissolution du cuivre des minerais doit être effectuée dans des caisses en bois en forme d'auges, revêtues de feuilles de plomb, et ayant 4^m,50 de longueur sur 0^m,75 de largeur ; dans la partie inférieure de ces caisses se trouvent deux agitateurs consistant chacun en un tube d'acier horizontal, quadrangulaire, recouvert de feuilles de plomb et muni de palettes en bois adaptées sur ses quatre côtés. Les coussinets sur lesquels reposent les axes des tubes et les poulies des-

tinées à les mettre en mouvement sont en dehors de la caisse ; les ouvertures pratiquées aux deux extrémités de la caisse pour le passage des axes sont rendues étanches au moyen d'un dispositif particulier. Le chauffage de la lessive, dans le

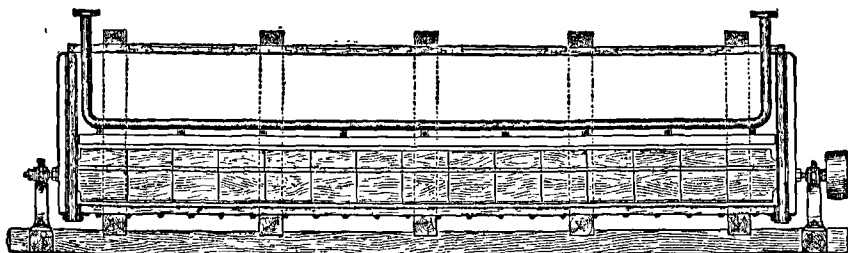


Fig. 161. — Appareil pour la dissolution du cuivre des minerais ; coupe longitudinale (procédé Siemens et Halske).

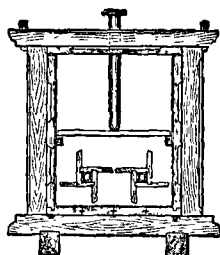


Fig. 162. — Appareil pour la dissolution du cuivre des minerais ; coupe transversale (procédé Siemens et Halske).

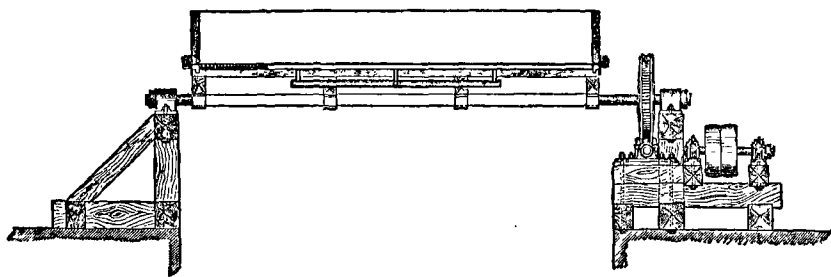


Fig. 163. — Appareil à filtration dans le vide pour la séparation des minerais décuivrés d'avec la lessive ; coupe longitudinale (procédé Siemens et Halske).

cas où cela est nécessaire, est effectué au moyen d'un tube en plomb établi au-dessus des agitateurs. La disposition du vase à dissolution est mise en évidence par les figures 161 et 162.

La séparation du minerai décuivré d'avec la lessive se fait dans un appareil à filtration dans le vide. Cet appareil, comme le montrent les figures 163 et 164, se compose d'une caisse en bois revêtue de plomb, ouverte supérieurement et destinée à recevoir les masses à séparer, et d'une seconde caisse également en bois et revêtue de plomb, qui est fermée et disposée au-dessous de la pre-

mière. Les deux caisses sont séparées par une grille, qui porte un filtre en toile, soutenu par une tôle perforée. L'air de la caisse inférieure étant aspiré par une

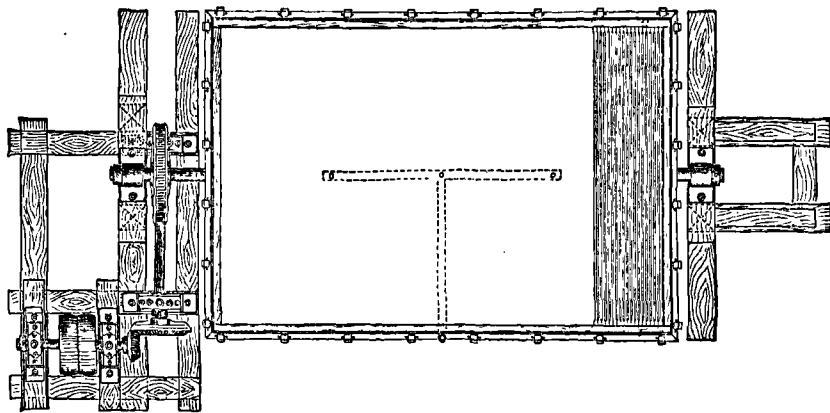


Fig. 164. — Appareil à filtration dans le vide pour la séparation des minerais décuivrés d'avec la lessive ; coupe horizontale.

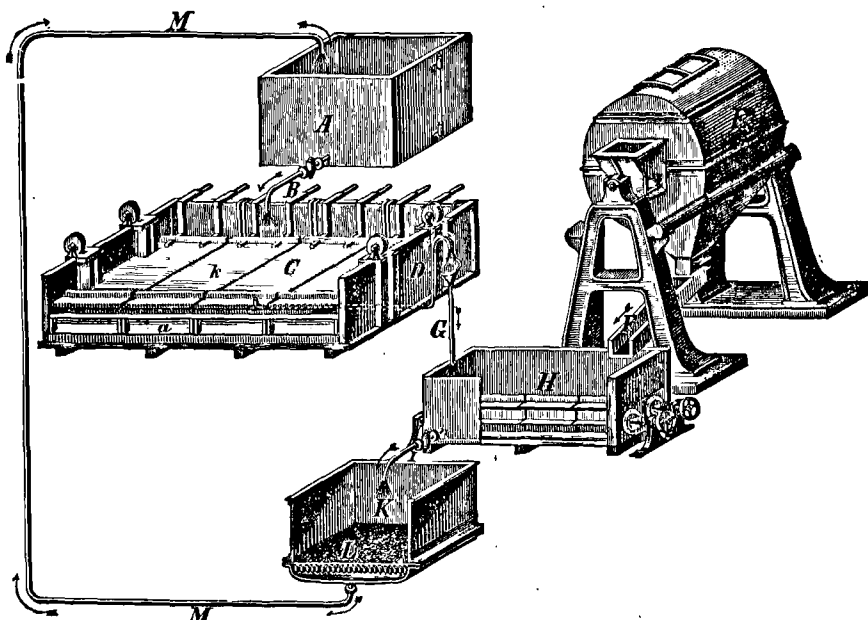


Fig. 165. — Vue d'ensemble des appareils pour l'extraction électrométallurgique du cuivre des minerais, d'après le procédé Siemens et Halske.

pompe, la lessive, sous l'influence de la pression atmosphérique, traverse le filtre, tandis que le minerai se rassemble dans la caisse supérieure. L'appareil est établi sur un support mobile de façon que l'on puisse, après l'aspiration de la lessive, en le faisant basculer, faire tomber le minerai contenu dans la caisse supérieure.

Tous les appareils nécessaires pour le procédé sont représentés par la figure 163.

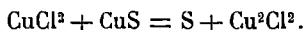
A est le réservoir pour la lessive à soumettre à l'électrolyse. La lessive s'écoule dans le bain C par le tuyau B; elle traverse d'abord le compartiment des cathodes *k* et elle arrive ensuite, par le filtre en toile, dans le compartiment des anodes *a*, duquel elle passe par le tube abducteur D dans le tuyau G et de ce dernier dans le vase à dissolution H, muni d'un agitateur. Dans ce vase, elle trouve le minerai à lessiver, préalablement réduit en poudre fine dans le moulin à boulets E, duquel il tombe dans le vase par le conduit F. La dissolution du cuivre étant achevée, le minerai lessivé mélangé avec la lessive passe dans le filtre à vide K. La lessive qui a traversé ce dernier est remontée par le tube M dans le réservoir A.

Pour dissoudre le cuivre des minerais jusqu'à 0,1-0,5 p. 100, il faut environ 10 heures.

On ne peut pas émettre quand à présent une opinion définitive sur la valeur de ce procédé au point de vue économique. Il faut donc encore attendre, pour se prononcer, les résultats que pourra fournir une longue exploitation sur une grande échelle.

*Procédé d'Höpfner*¹.

Dans ce procédé, on prépare en dehors du circuit électrique une solution de protochlorure de cuivre dans le chlorure de sodium ou de calcium, en lessivant le cuivre des minerais (qui le contiennent à l'état de sulfure) avec du bichlorure de cuivre, d'après l'équation :



La solution de protochlorure de cuivre dans le chlorure de sodium ou de calcium est amenée aux cathodes et coule sur toute une série de celle-ci.

Une solution semblable est également amenée, séparément de la première, aux anodes. Les cathodes et les anodes sont séparées les unes des autres par un diaphragme. Les anodes se composent de charbon, les cathodes de lames de cuivre. Aux cathodes, la solution de protochlorure de cuivre est décomposée par le courant électrique en cuivre et chlore. Le cuivre est séparé sur les cathodes, tandis que le chlore se rend aux anodes et se combine avec le protochlorure de cuivre qui s'y trouve, en donnant naissance à du bichlorure de cuivre. Par la transformation du protochlorure de cuivre en bichlorure, il se produit une certaine quantité d'énergie électrique, qui annule en partie la force contre-électromotrice résultant de la décomposition de la solution de protochlorure de cuivre à la cathode. Suivant *Höpfner*, la force contre-électromotrice est égale à 1,8 volts, et l'énergie développée à l'anode par la surchloruration du protochlorure de cuivre est équivalente à 1 volt, de sorte que l'électrolyse doit avoir lieu avec une tension polaire de 0,8 volt.

Le liquide entourant les cathodes coule sans interruption sur celles-ci, de sorte qu'il quitte le bain presque entièrement dépouillé de cuivre. Le liquide entourant les anodes conserve sa teneur en cuivre, mais le protochlorure de cuivre est transformé en bichlorure. Ce liquide, qui de son côté coule égale-

¹ *Zeitschrift für angewandte Chemie*, 1891, p. 160, et Patente allemande, n° 53782 du 2 mars 1888.

ment en un courant ininterrompu sur les anodes, abandonne le bain sous forme d'une solution de bichlorure de cuivre et sert pour la dissolution du cuivre de nouveaux minerais.

La dissolution du cuivre doit être effectuée avec une solution bouillante de bichlorure de cuivre dans des tambours rotatifs.

Le sulfure d'argent qui peut être présent est transformé par la solution de bichlorure de cuivre en chlorure d'argent, qui se dissout dans la lessive.

Il est convenable de précipiter l'argent du liquide avant l'électrolyse de ce dernier. L'arsenic, l'antimoine, le bismuth, le fer, etc. doivent également, avant l'électrolyse du liquide, être précipités de ce dernier par du bioxyde de cuivre ou de la chaux.

Avec une tension polaire de 0,8 volt et un nombre de bains suffisant, on précipiterait en 24 heures par force de 1 cheval (en admettant une perte de courant de 10 p. 100) 43,9 kilogr. de cuivre.

Le procédé qui vient d'être décrit a l'avantage de permettre d'obtenir un grand rendement du courant électrique, parce que par ce dernier il est précipité des solutions de protochlorure de cuivre deux fois autant de cuivre que des solutions bichlorées et sulfatées de ce métal, et il offre cet autre avantage que l'argent entre en solution en même temps que le cuivre. On indique comme avantage particulier le grand pouvoir dissolvant de la solution de bichlorure de cuivre, celle-ci devant dissoudre par litre jusqu'à 150 grammes de cuivre. Toutefois, la dissolution du cuivre des minerais n'aurait lieu que lentement, comme lorsqu'on emploie la solution de ferrisulfate.

Mais l'emploi des diaphragmes est un inconvénient de la méthode, parce que d'après les expériences de *Siemens et Halske*, avec la solution de sulfate ferreux ou ferrique, ils ne se sont pas montrés convenables.

On ne pourra, comme c'est le cas pour la méthode précédente, juger définitivement la valeur du procédé Höpfer que lorsqu'on connaîtra les résultats d'une longue pratique en grand.

b. — Extraction du cuivre des mattes.

Si l'on emploie comme anode du circuit électrique une matte cuivreuse, comme électrolyte une solution acide de sulfate de cuivre et comme cathode une lame de cuivre, le cuivre peut être séparé par le courant à la cathode, tandis que le soufre reste à l'anode et que le fer passe dans l'électrolyte sous forme de ferrisulfate. Par l'énergie produite à l'anode, lors de la dissolution du cuivre et du fer, la force contre-électromotrice résultant de la décomposition du sulfate de cuivre est en partie annulée.

Sur ces réactions est basé le procédé d'électrolyse des mattes cuivreuses dû à *Marchese*, et dans lequel on emploie comme anode une matte de cuivre ferrugineuse et comme électrolyte une lessive obtenue par traitement, au moyen de l'acide sulfurique étendu, d'une matte cuivreuse ayant subi un grillage sulfatant. Ce procédé a été appliqué à Casarza, près Gênes, mais il ne s'est pas propagé. D'après *Ropetti*¹, il y a dans l'usine de Casarza 20 machines Siemens qui, avec une tension de 15 volts et une intensité de courant de chacune 250 ampères, produisent l'électrolyse dans 12 bains. La matte soumise à l'électrolyse

¹ *Giornale politecnico*, Milan, novembre et décembre 1885.

contient 30 p. 100 de cuivre, 30 p. 100 de soufre et 30 p. de fer. Elle est coulée en plaques de 3 centimètres d'épaisseur et 80 centimètres de côté. A l'aide de bandes de cuivre laminé (de 2^m de largeur et de 2^m d'épaisseur), qui, au moment du coulage, ont été fixées aux plaques des mattes formant les anodes, on suspend celles-ci aux conducteurs des cellules à électrolyse. Chaque cellule contient 15 anodes. Les cathodes — lames de cuivre de 70 × 70^{cm} de surface et de 0^m,3 d'épaisseur — sont suspendues à une distance de 5^{cm} des anodes. Les conducteurs ont 3^{cm} d'épaisseur.

Les cellules à électrolyse sont en bois (de 7^{cm} d'épaisseur), revêtu intérieurement de feuilles de plomb. Elles ont 2^m de longueur, 0^m,90 de largeur et 1^m de profondeur. Afin de rendre plus facile la circulation de la lessive, elles sont disposées en gradins les unes au-dessous des autres.

Il y a une machine dynamo pour chaque groupe de 12 cellules. La disposition de celles-ci et leur position par rapport aux dynamos sont représentées par les figures 166 à 168 (empruntées au journal *La Lumière Electrique*, 1884, n° 42).

La solution de sulfate de cuivre qui sert d'électrolyte est obtenue par lixiviation avec de l'eau et de l'acide sulfurique de mattes cuivreuses, préalablement soumises à un grillage sulfatisant. Une lessive avec 3 p. 100 de sulfate de cuivre a été reconnue comme la plus convenable. Après son passage à travers le bain, la moitié de son cuivre doit avoir été précipitée. Elle est employée pour la lixiviation de nouvelles mattes grillées. La différence potentielle dans les bains est de 1 à 1,5 volt. Les anodes doivent rester pendant 3 mois dans les bains et ensuite être remplacées par des nouvelles. Le précipité de cuivre sur les cathodes doit être au bout de 3 mois de 5^{cm} et alors enlevé. Par force de un cheval, on doit obtenir en 24 heures 20 kilogr. de cuivre.

Les inconvénients de ce procédé sont les suivants : la coulée des plaques-anodes est difficile, celles-ci sont cassantes et avant leur dissolution complète elles tombent en morceaux, ce qui trouble le processus électrolytique ; sur les cathodes, il se précipite plus de cuivre qu'il ne s'en dissout aux anodes, de sorte que l'électrolyte devient de plus en plus pauvre en cuivre, mais s'enrichit au contraire en fer, et doit par suite être très fréquemment remplacé. La quantité de la matte cuivreuse, qui à l'état grillé sert pour la préparation de la lessive, est par conséquent plus grande que la quantité de la matte qui peut être soumise à l'électrolyse.

Le sulfate ferrique formé aux anodes dissout le cuivre précipité sur les cathodes, s'il n'y a pas de diaphragmes. La consommation d'acide sulfurique pour la préparation de l'électrolyte est très considérable, par suite de la nécessité du renouvellement fréquent de ce dernier. La résistance au passage du courant (aux anodes) occasionne de grandes pertes d'électricité, et finalement le cuivre obtenu n'est pas d'aussi bonne qualité que celui que l'on obtient par l'électrolyse des alliages de ce métal.

Le procédé ne devrait donc pas, d'après les résultats actuellement connus, être recommandé pour les mattes cuivreuses *riches en fer*, malgré l'accroissement de l'énergie du courant produit par la dissolution du fer.

Les mattes riches en cuivre et pauvres en fer seraient traitées pour cuivre plus économiquement par voie sèche. Lorsque ces mattes renferment de l'argent, il serait plus avantageux de les traiter pour cuivre argentifère et de ne soumettre que ce dernier à l'électrolyse.

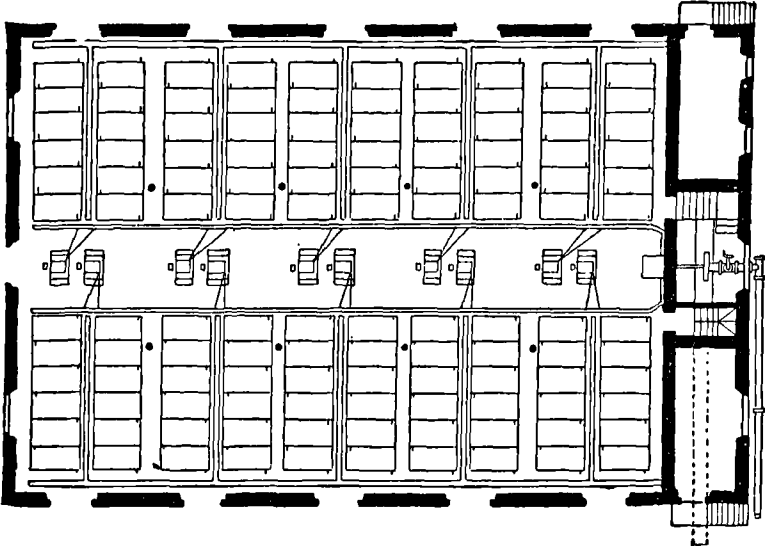


Fig. 166. — Extraction du cuivre des mattes par le procédé Marchese ; plan de l'usine de Casarza, près Gênes.

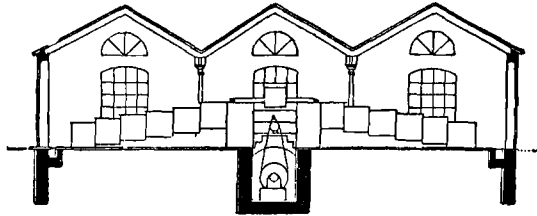


Fig. 167. — Coupe transversale de l'usine de Casarza.



Fig. 168. — Vue d'ensemble de l'usine de Casarza.

c. — Extraction du cuivre des alliages.

L'application de l'électrolyse au traitement des alliages du cuivre avec les métaux nobles, bien que de date encore toute récente, a déjà acquis une grande importance technique et économique et elle est en usage dans un grand nombre d'usines de l'Europe et de l'Amérique. Elle a été proposée en 1865 par *Elkington*, qui employait pour la production du courant des machines électro-magnétiques *Welde*. Le procédé fut ensuite appliqué par l'affinerie de Hambourg, sous la direction de *Wohlhoill*, avec les machines *Gramme* et ensuite à *Oker*, sous la direction de *Bräuning* avec les machines *Siemens*. *Bräuning* et la *Société Siemens et Halske* se sont acquis un grand mérite pour le perfectionnement qu'ils ont apporté à la méthode, avec l'emploi des machines *Siemens*. Le procédé est maintenant usité, par exemple : à *Struthütten*, près *Siegen*, à *Stadtberge* en *Westphalie*, à *Oker* dans le *Harz* inférieur, à *Altenau* dans le *Harz* supérieur, à *Mansfeld*, à *Moabit* (*Kaiser*), à *Wittkowitz* en *Moravie*, à *Stefanshütte* en *Hongrie*, à *Brixlegg* dans le *Tyrol*, à *Kedabeg* dans le *Caucase*, aux usines de la *Russian Copper Company* dans l'*Oural*, à *Biache-Saint-Waast* (*Pas-de-Calais*), à *Marseille* (chez *Hilarion Roux*), à *Swansea* et à *Birmingham* en *Angleterre*, à *Anaconda* (*Etat de Montana*), à *Great Falls* (*Montana*), à *Bridge Port* (*Connecticut*), à *Boston* (*Massachusetts*), à *Durango* (*Colorado*), à *Baltimore*, à *Chicago*, à *Saint-Louis*, à *Brooklyn* aux *Etats-Unis*, à *Wallaroo* en *Australie*. Le plus grand établissement a été vu par l'auteur à *Anaconda*.

Le procédé est basé sur les réactions suivantes : En employant comme anode du circuit électrique l'alliage coulé en plaques de forme convenable, comme électrolyte une solution de sulfate de cuivre acidifiée, comme cathode des lames de cuivre et une densité de courant appropriée, le cuivre est dissous à l'anode et précipité sur la cathode, tandis que l'argent reste à l'anode et se précipite au fond du bain sous forme de schlamm. SO_4 est séparé à l'anode et une quantité correspondante de cuivre entre en dissolution. La dissolution du cuivre à l'anode apporte au courant un surcroît d'énergie, qui annule la plus grande partie de la force contre-électromotrice. Le travail du courant est, par suite, relativement faible. Les métaux qui sont plus électropositifs que le cuivre restent en dissolution dans l'électrolyte, si l'on emploie une densité de courant convenable, tandis que les éléments plus électronégatifs (argent) restent à l'anode. Si la densité du courant dépasse certaines limites, tous les métaux qui se trouvent dans l'anode sont dissous et précipités à la cathode. Mais alors le cuivre devient cassant et la résistance extérieure du courant électrique est augmentée. Avec une densité de courant trop faible, il se précipite à la cathode du protoxyde de cuivre et même à la fin du bioxyde de cuivre. Plus l'électrolyte est neutre, plus tôt les métaux électronégatifs de l'anode entrent en dissolution et plus facilement sont précipités à la cathode les métaux électropositifs. Avec des anodes moins denses et cassantes l'électrolyse se fait mieux, qu'avec des anodes denses et malléables, elle se fait aussi mieux avec des anodes coulées et refroidies rapidement qu'avec des anodes laminées.

*Kiliani*¹ a effectué des recherches approfondies sur la manière dont se comportent à l'électrolyse les éléments qui se trouvent ordinairement dans le cuivre

¹ *Berg- und Hüttenm. Zeitung*, 1885, p. 249.

brut argentifère ; les résultats de ces recherches sont exposés dans les lignes suivantes. Dans ses expériences *Kilian* a opéré avec une tension de 0,1 à 0,5 volt et une densité de courant de 20 ampères par mètre carré, la distance entre les électrodes étant de 5^{cm} et la lessive servant d'électrolyte contenant par litre 150 grammes de sulfate de cuivre et 50 grammes d'acide sulfurique concentré.

Le *protoxyde de cuivre* étant mauvais conducteur passe dans le schlamm, mais il est peu à peu dissous par l'acide du bain.

Le *sulfure de cuivre* (Cu²S), s'il est, comme c'est le cas ordinaire, en petites quantités, passe dans le schlamm. Mais s'il est en grande quantité, il est décomposé avec séparation de soufre et le cuivre est dissous.

L'*argent*, le *platine* et l'*or* passent sous forme de poudre dans le schlamm. Mais, si la lessive est devenue neutre, de l'argent peut aussi entrer en dissolution et est ensuite précipité à la cathode.

Le *bismuth* et l'*oxyde de bismuth* sont dissous, mais ils se séparent en majeure partie secondairement à l'état de sulfate basique.

L'*étain* est dissous, mais au bout de quelque temps, il se précipite de la dissolution sous forme de sulfate basique. L'*étain* agit favorablement sur la qualité du cuivre précipité à la cathode. Avec la densité de courant indiquée (20 ampères par mètre carré), le cuivre qui, d'une solution neutre de sulfate de cuivre chimiquement pur, se précipite à la cathode est très cassant et à surface mamelonnée. Mais si l'anode contient de grandes quantités d'*étain*, le cuivre précipité à la cathode est malléable et non mamelonné. La tension est aussi très-notablement diminuée dans le bain, lorsque les anodes présentent une grande teneur en *étain*.

L'*arsenic* dans une lessive acide ou neutre entre en dissolution sous forme d'acide arsénieux. Mais, dès que la liqueur est saturée, il passe dans le schlamm sous forme d'arsénite. En solution neutre, l'arsenic passe dans le précipité des cathodes, mais en solution acide il n'y passe que si celle-ci est relativement pauvre en cuivre.

Si l'arsenic se trouve dans l'anode sous forme d'arséniate, il passe entièrement, parce que les arséniates sont mauvais conducteurs du courant, dans le schlamm, où il reste lorsque les solutions sont neutres ; mais lorsque celles-ci sont acides il entre peu à peu secondairement en dissolution sous forme d'acide arsénique.

Une partie de l'*antimoine* entre en dissolution (aussi bien avec une lessive acide qu'avec une lessive neutre), une autre partie reste sur l'anode sous forme de sulfate basique. L'antimoine dissous se sépare à la longue de la lessive à l'état de sulfate basique. Les antimonies qui se trouvent dans l'anode passent d'abord dans le schlamm, parce qu'ils sont mauvais conducteurs, mais ils sont peu à peu décomposés par l'acide du bain, avec séparation d'acide antimonique. Les bases auxquelles l'acide antimonique était uni produisent la neutralisation de la lessive. Tant que celle-ci est acide et qu'elle possède la teneur en cuivre indiquée plus haut, cet élément, même si la liqueur est saturée d'antimoine, ne passe pas à la cathode, c'est tout au plus si un peu de sel basique peut se déposer mécaniquement sur celle-ci. Si au contraire la lessive est à peu près ou complètement neutre, l'antimoine se précipite avec le cuivre à la cathode et le précipité est plus cassant. Mais, dans le cas où la lessive est acide, de l'antimoine en est aussi précipité avec le cuivre, si elle est trop pauvre en ce dernier métal.

Le *plomb* est attaqué avant le cuivre et il passe dans le schlamm sous forme

de sulfate insoluble. La présence du plomb rend par suite le bain plus pauvre en cuivre.

Le *fer*, le *zinc*, le *nickel* et le *cobalt* sont plus électropositifs que le cuivre et par suite dissous avant celui-ci. Ils rendent, par conséquent, le bain plus pauvre en cuivre et aussi en acide libre.

Avec la faible densité de courant qu'exige l'électrolyse du cuivre brut, le *fer* entre en dissolution sous forme de sel de protoxyde et il est peu à peu transformé par l'air en ferrisulfate.

Le ferrisulfate n'apparaît même à l'anode qu'avec des densités de courant très élevées, avec lesquelles y apparaissent aussi de l'oxygène et de l'acide libre. Si la solution ne contient plus que 2 grammes de cuivre par litre, tandis que le reste de la teneur en cuivre primitive a été remplacée par du fer, le cuivre devient déjà mamelonné à la cathode.

D'après cela, le schlamm des anodes peut contenir les corps suivants : or, platine, argent, sulfure d'argent, oxydure de cuivre, sulfure de cuivre, sulfates basiques de bismuth, d'étain et d'antimoine, acide antimonique, arsénite de cuivre, arséniates et antimoniates métalliques, sulfate de plomb et scories, avec lesquels il peut aussi passer dans le schlamm du fer, de la chaux, de la magnésie et de l'acide silicique. Il se précipite aussi toujours un peu de cuivre métallique à l'état pulvérulent.

Les anodes sont attaquées en même temps à leur surface et intérieurement.

En absorbant du fer, du zinc, du nickel, du cobalt, du manganèse, de l'étain, de l'arsenic, de l'antimoine et du bismuth, l'électrolyte devient plus riche en ces métaux, mais plus pauvre en acide et en cuivre.

Mais l'appauvrissement de la lessive en cuivre est en partie annulé, parce qu'une solution acide de sulfate de bioxyde de cuivre est réduite par le cuivre en sulfate de protoxyde, que l'air fait repasser à l'état de sulfate de bioxyde. Par cette réaction secondaire (sur laquelle est basée la séparation du cuivre et de l'argent par la méthode dite lixiviation par l'acide sulfurique), du cuivre est dissous tant que la lessive reste acide et en quantité d'autant plus grande que la densité du courant est plus faible et que la lessive (par suite de sa circulation rapide) est mise plus largement en contact avec l'air.

Pour obtenir une marche régulière de l'opération, il est nécessaire de maintenir la lessive acide, en y ajoutant de temps en temps de l'acide sulfurique et de remplacer également (avec du sulfate de cuivre) le cuivre à mesure qu'il va en diminuant de quantité.

La neutralisation de la lessive, résultant de l'absorption des différents métaux de l'anode, exerce à plusieurs points de vue une influence très nuisible sur la marche du processus électrolytique. La lessive devient mauvaise conductrice, des métaux étrangers passent dans le précipité qui se forme sur les cathodes et, indépendamment du cuivre, il se précipite aussi sur celle-ci de l'oxydure de cuivre.

La conductibilité de la lessive diminue à mesure que celle-ci devient neutre, de telle sorte qu'avec une distance entre les électrodes de 5^{cm}, et toutes les autres conditions restant les mêmes, la différence potentielle dans le bain s'élève de 0,1 à 0,25 volt. Des métaux mentionnés précédemment, l'arsenic, l'antimoine et l'étain passent dans le précipité des cathodes et le rendent cassant. En outre, la densité de courant employée ne suffit plus pour décomposer complètement le sulfate de cuivre dans l'électrolyte. Il se précipite, par suite, avec le cuivre à la

cathode de l'oxydure de cuivre, qui rend le précipité si cassant, qu'il peut être pulvérisé dans un mortier. Si la lessive est acide, le protoxyde de cuivre est dissous secondairement. Avec une lessive neutre, il reste au contraire sur la cathode.

Pour obtenir un bon cuivre, une circulation de la lessive aussi vive que possible est en outre nécessaire, parce que le cuivre se précipite à la cathode d'autant plus pur et plus malléable que la lessive circule plus rapidement.

Si la lessive n'est pas mise en mouvement, elle devient plus pauvre en cuivre à l'anode, mais plus riche à la cathode. La lessive plus pauvre s'élève dans le liquide, ce qui amène dans le circuit électrique une couche liquide d'une résistance plus grande. La séparation, avec du cuivre, d'autres métaux ou d'hydrogène est ainsi rendue possible.

L'action des corps étrangers dans les anodes et dans la lessive, ainsi que celle du mouvement de la lessive sur la différence potentielle dans le bain sont mises en évidence par le tableau suivant, où sont réunis les résultats d'un certain nombre d'expériences de *Kilian*. Ces expériences se rapportent à une distance entre les électrodes de 5^m et à une densité de courant de 20 ampères par mètre carré.

1 litre de lessive contient	Anodes	Tension en volts	
		avec mouvement de la lessive	sans mouvement de la lessive
150 gr. de sulfate de cuivre cristallisé et 50 gr. d'acide sulfurique.	Cuivre pur.	0,095	0,095
	Cuivre noir.	0,120	0,120
	Matte cuivreuse	0,400	0,400
150 gr. de sulfate de cuivre cristallisé	Cuivre pur.	0,240	0,243
	Cuivre noir.	0,275	0,278
	Matte cuivreuse	0,532	0,535
7,96 gr. de sulfate de cuivre cristallisé, 158,2 gr. de sulfate de protoxyde de fer cristallisé et 50 gr. d'acide sulfurique.	Cuivre pur.	0,220	0,750
	Cuivre noir.	0,250	0,750
	Matte cuivreuse	0,500	1,000
Même solution sans acide sulfurique.	Cuivre pur.	0,300	1,100
	Cuivre noir	0,350	1,150
	Matte cuivreuse	0,750	1,300

L'anode en cuivre noir contenait pour 100 : cuivre 96,6, argent 0,403, or 0,011, arsenic 1,23, fer 1 et soufre 0,54.

Maintenant, pour ce qui concerne l'intensité du courant et la tension, on peut, avec la même énergie de travail, obtenir la même quantité de cuivre aussi bien avec une intensité de courant élevée et une faible tension qu'avec une faible intensité de courant et une tension élevée. Par exemple, il est indifférent d'employer une machine avec 30 volts de tension et 120 ampères d'intensité de courant ou une machine avec 15 volts de tension et 240 ampères d'intensité de courant. Seulement, il est nécessaire dans les deux cas que la densité du courant soit la même, c'est-à-dire qu'il existe la même intensité de courant sur une surface déterminée des électrodes.

On indique comme les plus convenables pour l'électrolyse du cuivre les densités de courant de 20 à 30 ampères par mètre carré. Les machines à faible ten-

sion exigent des conducteurs épais et courts. Le travail avec ces machines est, par les augmentations de résistance les plus faibles dans les bains, exposé à subir des perturbations beaucoup plus facilement que lorsqu'on emploie des tensions plus grandes. C'est pour cela que l'on donne aux nouvelles machines une force électro-motrice plus grande et une intensité de courant plus faible.

Avec une grande intensité de courant, on emploie un petit nombre de cellules, avec une intensité plus faible, on en emploie un nombre proportionnellement plus grand.

Les rendements que peuvent fournir les différentes machines électro-dynamiques de Siemens et Halske dans l'usine métallurgique d'Oker sont indiqués dans le tableau suivant :

Effet du moteur en chevaux	Modèle de dynamo Siemens et Halske	Tension en volts	Intensité du courant en ampères	Effet polaire en volts-ampères	Nombre des cellules	Cuivre précipité en 24 heures, kil.
7-8	C'	3,5	1000	3500	12	250-300
»	cF ⁸	30	120	3600	80	»
»	ch ⁷	15-20	240	3600-4800	40-50	»

Le rendement obtenu dans quelques usines avec les machines Gramme est indiqué dans le tableau suivant :

	Usine Oeschger, Mesdach et C ^o , à Biache-St-Waast (Pas-de-Calais)	Usine Hilarion Roux à Marseille
Machine	Gramme	Gramme
Force en chevaux	8	5
Tension en volts	4	8
Intensité du courant en ampères	700	300
Nombre des bains	20	40
Surface active des cathodes par bain en mètres carrés	21,1	22,5
Densité du courant, ampères par mètre carré	33,1	13,3
Cuivre précipité par 24 heures, en kil.	400	250
Cuivre raffiné par heure et par cheval, en kilogr.	2,08	2,08

Dans l'affinerie de l'Allemagne du Nord, à Hambourg, on emploie également des machines Gramme. Celles-ci fournissent, avec une consommation de force de 12 chevaux, une force électromotrice de 27 volts et une intensité de courant de 300 ampères. Le nombre des bains établis les uns derrière les autres est de 60, la surface des anodes d'un bain de 15 mètres carrés. Le cuivre précipité par 24 heures s'élève à 900 kilogr. (3,12 kilogr. par heure et par cheval).

La disposition d'un bain pour l'électrolyse des alliages de cuivre est mise en évidence par les figures 169 à 171.

L, L sont les tiges conductrices en cuivre, auxquelles sont suspendues les plaques formant les anodes A et les lames formant les cathodes K ; les

conducteurs des anodes sont désignés par le signe +, ceux des cathodes par le signe —. La voie suivie par le courant électrique est indiquée par des flèches.

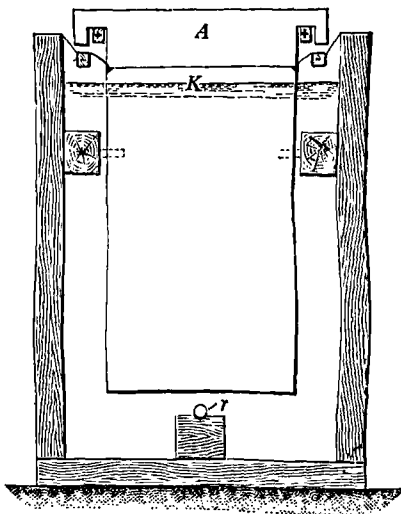


Fig. 169. — Bain pour l'électrolyse des alliages de cuivre ; coupe transversale.

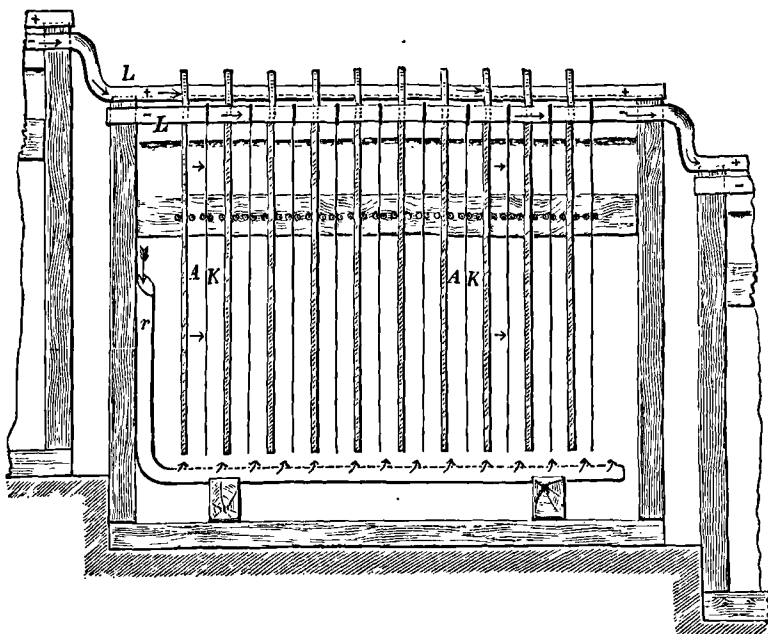


Fig. 170. — Bain pour l'électrolyse des alliages de cuivre ; coupe longitudinale.

Les figures 170 et 171 montrent la manière dont les bains sont disposés les uns derrière les autres.

Sur chacune des longues parois du bain est fixée une latte en bois, dans laquelle sont enfoncées des chevilles également en bois. Ces dernières, en s'opposant au rapprochement des électrodes les unes des autres, les maintiennent à la distance convenable. L'électrolyte remplit les cellules presque jusqu'à la hauteur des tiges conductrices les plus basses.

Les caisses des bains sont faites en planches de bois fort et extérieurement elles sont renforcées par de fortes lattes en bois. A l'intérieur, elles sont revêtues de plomb. Elles ont une longueur de 1 à 3 mètres et plus, suivant le nombre des électrodes. Le fond doit se trouver à une distance suffisante au-dessous de l'an-

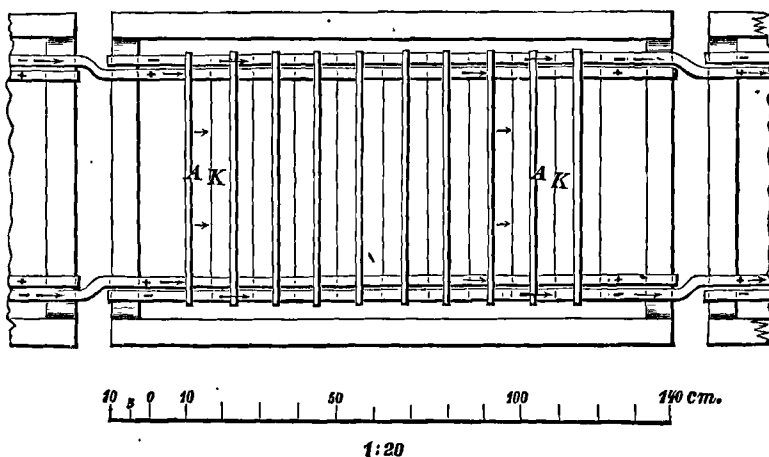


Fig. 171. — Bain pour l'électrolyse des alliages de cuivre ; coupe horizontale.

gle inférieur des électrodes pour qu'une communication électrique ne puisse pas s'établir entre les électrodes et le schlamm déposé sur le fond, par suite de la production de filaments métalliques.

Les tiges conductrices sont en cuivre électrolytique. Elles ont un centimètre d'épaisseur et sont disposées de façon que chaque électrode puisse être enlevée facilement et remplacée par une nouvelle.

Les anodes sont coulées (dans des moules en fonte) de façon qu'elles soient à leurs deux angles supérieurs pourvus d'oreilles, à l'aide desquelles elles sont suspendues aux conducteurs qui leur correspondent. A Oker, elles ont 1^m de longueur, 0^m,50 de largeur et 15^{mm} d'épaisseur.

Les lames formant les cathodes se composent de cuivre électrolytique et n'offrent qu'une faible épaisseur (moins de 0^{mm},3). Afin de pouvoir enlever facilement sous forme de plaques le cuivre précipité sur les cathodes, on enduit celles-ci avec de l'éther de pétrole et on recouvre leurs bords de paraffine. On suspend les feuilles formant les cathodes aux conducteurs qui leur correspondent à l'aide de bandes de cuivre laminé (de 2^{mm} d'épaisseur et de 2^{cm} de largeur), qui peuvent aussi être rivées aux cathodes. Les points de réunion doivent se trouver au-dessus de la surface du liquide ou bien on les préserve contre l'action des liquides au moyen d'un enduit de paraffine. — L'expérience a montré que la distance la plus convenable à laisser entre les électrodes était de 5 centimètres.

L'auteur a vu aux usines d'Anaconda (Etat de Montana) une disposition parti-

culière des électrodes, que son inventeur, *O. Stalman*, a fait breveter aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord (patentes n° 467350, du 19 janv. 1892 et n° 467484, du 19 janv. 1892).

La première anode et la dernière cathode de chaque bain sont suspendues iso-

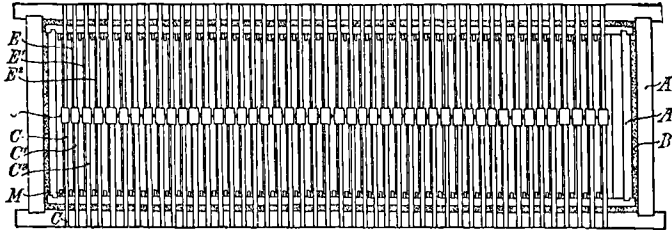


Fig. 172. — Appareil de Stalman pour l'électrolyse des alliages de cuivre ; coupe horizontale (usine d'Anaconda).

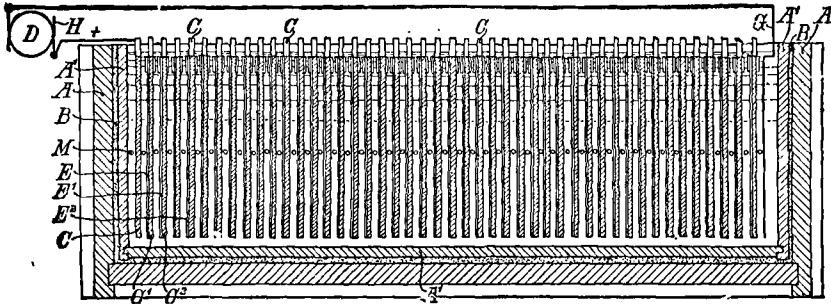


Fig. 173. — Appareil de Stalman pour l'électrolyse des alliages de cuivre ; coupe longitudinale.

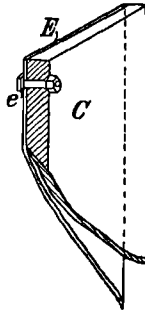


Fig. 174. — Anode et cathode de l'appareil Stalman mises en communication électrique au moyen de boulons en cuivre.

lément, tandis que les électrodes qui se trouvent entre elles sont réunies par paires indépendamment les unes des autres. Chacune de ces paires se compose d'une plaque-cathode et d'une plaque-anode, dont les surfaces qui se regardent sont séparées l'une de l'autre par une couche isolante de verre, d'asbeste ou d'air, tandis que de l'autre côté, elles sont réunies électriquement l'une à l'autre

par des vis ou des fils de cuivre. Le courant passe d'abord dans la première anode suspendue isolément et il se rend ensuite par l'électrolyte à la cathode du premier élément d'électrodes; par les boulons ou les plaques de cuivre qui établissent la communication électrique entre la cathode et l'anode de chaque élément, il arrive à celle-ci, pour passer ensuite par l'électrolyte à la cathode de la seconde paire, puis comme précédemment à l'anode de celle-ci, et, en continuant à suivre une marche analogue, il arrive jusqu'à la cathode suspendue isolément à l'extrémité du bain. De là, si les baigns sont établis les uns derrière

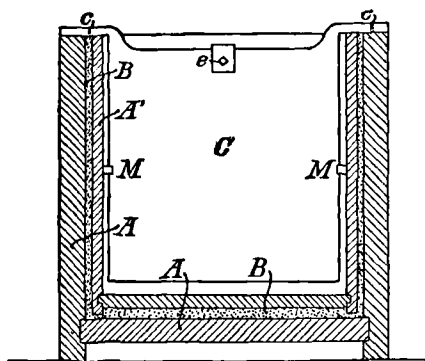


Fig. 175. --- Appareil Stalman ; coupe transversale.

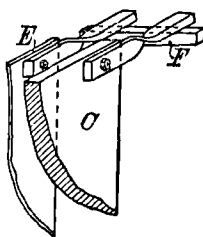


Fig. 176. --- Anode et cathode de l'appareil Stalman mises en communication électrique au moyen de tiges et de plaques de cuivre.

les autres, le courant passe dans la première anode du bain suivant, tandis que, si les baigns sont établis parallèlement les uns aux autres, il retourne au pôle négatif de la dynamo.

Ce dispositif est représenté par les figures 172 à 178. A et A' sont deux caisses en bois établies l'une dans l'autre et qui forment le bain. L'intervalle entre les deux caisses est rempli d'une matière, qui, comme l'asphalte ou le ciment, s'oppose au passage de l'électrolyte. C, C', C², etc., sont les plaques-anodes suspendues par les oreilles c. Celles-ci reposent immédiatement sur les longues parois du bain, ou sur du caoutchouc, ou des lattes en bois ou tout autre corps non conducteur. E, E', E² sont les plaques-cathodes en cuivre laminé, qui sont également suspendues dans le bain, c'est-à-dire dans l'électrolyte.

D est la dynamo. La première anode C du bain est mise en communication avec le pôle positif de la machine au moyen de la tige conductrice H. La première plaque-cathode E communique électriquement avec la deuxième plaque-anode C²

au moyen de boulons en cuivre *e* (fig. 174) ou à l'aide de tiges de cuivre *F* et de plaques de même métal (fig. 176). Entre les deux plaques se trouve un petit intervalle.

La deuxième plaque-cathode E^1 est mise en communication de la même manière avec la troisième plaque-anode C^2 .

Toutes les plaques cathodes et anodes, jusqu'à la dernière plaque-cathode sont de la même façon réunies par paires. La dernière plaque-cathode, qui est isolée, est en communication par le conducteur négatif *G* avec le pôle négatif de la dynamo.

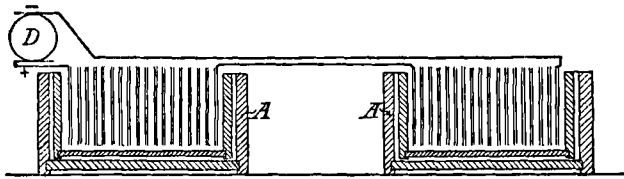


Fig. 177. — Bains de l'appareil Stalman disposés les uns derrière les autres.

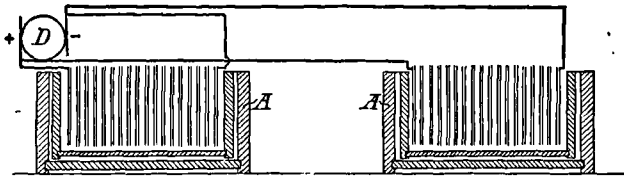


Fig. 178. — Bains de l'appareil Stalman disposés parallèlement les uns aux autres.

Les différentes paires de plaques sont séparées les unes des autres par des boulons en verre ou en porcelaine, qui sont fixés sur les longs côtés des bains.

Si l'on doit employer plusieurs bains, la dernière cathode, les bains étant placés les uns derrière les autres, est mise en communication électrique avec la première anode du bain suivant (fig. 177), tandis que la dernière cathode du dernier bain est unie électriquement avec le pôle négatif de la dynamo. Lorsque les bains sont disposés parallèlement (fig. 178), chacun de ceux-ci a sa communication électrique particulière avec les pôles positif et négatif de la dynamo.

Dans la disposition décrite, le courant se rend donc à la première anode, puis il passe par l'électrolyte à la première cathode (de la première paire d'électrodes), en précipitant le cuivre sur celle-ci et SO^4 à l'anode, il va ensuite par les conducteurs de la troisième paire vers la troisième anode et ainsi de suite jusqu'à la dernière cathode, d'où il prend sa route, par le conducteur négatif, vers le pôle négatif de la dynamo.

Dans ce système, qui est en usage à Anaconda (Montana) et à Durango (Colorado), il faut moins de cuivre que lorsque les électrodes sont placées parallèlement dans chacun des bains.

Les figures 179 et 180 montrent, à l'échelle de 1 : 200 environ, la disposition d'un établissement pour l'extraction électrolytique du cuivre. Les bains, formant deux séries, sont disposés en gradins les uns au-dessous des autres, afin de faciliter la circulation de la lessive. Du vase collecteur *B*, celle-ci coule par des tubes en plomb jusque sur le fond des deux bains supérieurs et elle sort par les extrémités du tube, qui sont horizontales et perforées. Des bains

supérieurs, la lessive s'écoule de la même manière dans les bains inférieurs suivants et elle arrive finalement des bains les plus bas dans le réservoir collecteur B' , duquel elle est remontée par une pompe P dans le réservoir B , pour recommencer à circuler à travers les bains.

M est le moteur à vapeur, dont la force est transmise par des courroies à la

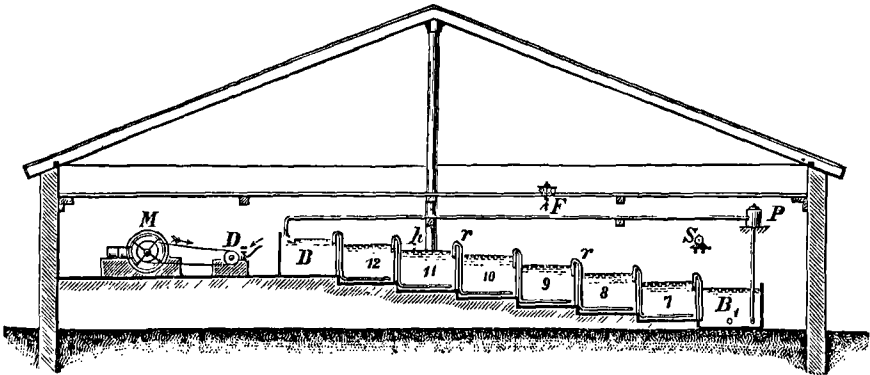


Fig. 179. — Disposition d'un établissement pour l'extraction électrolytique du cuivre ; coupe longitudinale.

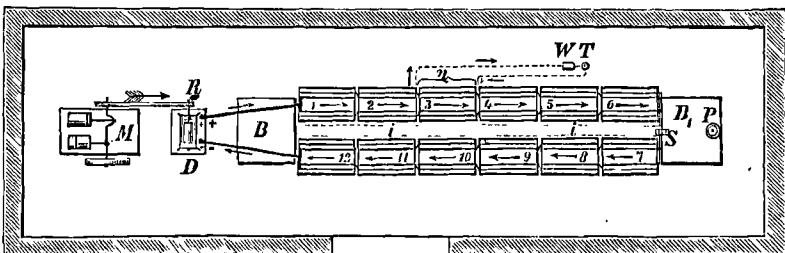


Fig. 180. — Disposition d'un établissement pour l'extraction électrolytique du cuivre ; coupe horizontale.

dynamo D . La voie suivie par le courant électrique à partir des vis de pression de la dynamo est indiquée par des flèches.

Les bains peuvent être placés assez près les uns derrière les autres ; un espace suffisant doit au contraire être ménagé entre les différentes séries de bains, pour que les longs côtés de ces derniers soient facilement accessibles.

Comme on l'a déjà dit, la lessive doit circuler vivement.

L'épaisseur et la longueur des conducteurs du courant, des pinces de la dynamo aux bains, dépendent de la tension et de l'intensité du courant de la machine, ainsi que du nombre des bains placés les uns derrière les autres. Les conducteurs doivent être d'autant plus épais et plus courts, que l'intensité du courant est plus grande. Dans les installations électrolytiques les plus connues, on a choisi la section des conducteurs telle que 40 à 120 ampères soient fournis par chaque centimètre carré (c'est-à-dire 0,4 à 1,2 ampère par millimètre carré).

On laisse les plaques de cuivre précipitées aux cathodes acquérir une épaisseur un peu moindre que celle des plaques-anodes.

Le procédé d'extraction du cuivre par électrolyse a les inconvénients suivants : l'installation des usines est coûteuse, la précipitation du cuivre sur les cathodes ou la dissolution des anodes se fait lentement, de sorte que le cuivre reste longtemps dans les bains comme capital improductif, et, surtout avec des cuivres impurs, il est nécessaire de renouveler fréquemment l'électrolyte. Cependant, dans la plupart des cas, ces inconvénients sont plus que compensés par la bonne qualité du cuivre obtenu et par la valeur des métaux nobles contenus dans le schlamm des anodes.

MÉTALLURGIE DU PLOMB

Propriétés physiques du plomb.

Le *plomb* a une couleur gris-bleuâtre particulière et un éclat métallique prononcé. A l'air, il perd cet éclat et sa surface devient gris terne. Il est si mou qu'il se laisse rayer par l'ongle et couper avec un couteau. La mollesse est d'autant plus grande que le plomb est plus pur. Par suite de sa malléabilité, il peut être laminé en plaques minces et, après chauffage préalable jusqu'à une certaine température, on peut le transformer par pression en cylindres creux et l'étirer en tubes. Mais sa ténacité et sa ductilité sont si faibles qu'il ne peut pas être étiré en fils fins. Le poids spécifique du plomb est entre 11,254 et 11,393, et il ne peut être augmenté par laminage que dans une faible mesure. D'après *Knab*, le poids spécifique du plomb fondu est égal à 11,352, celui du plomb laminé à 11,358. Le poids spécifique du plomb est d'autant plus élevé qu'il contient moins de métaux étrangers et il peut par suite fournir des indications relativement au degré de mollesse du métal. Il cristallise dans les formes du système régulier. Il fond à 324-326°. Lorsqu'on le chauffe en présence de l'air, il émet au rouge intense d'abondantes vapeurs, mais à l'abri du contact de l'air la vaporisation n'est que très faible. Au rouge blanc (1600 à 1800°), il entre en ébullition.

La conductibilité du plomb pour la chaleur et l'électricité est faible. D'après *Wiedemann* et *Franz*, la conductibilité pour la chaleur est, à 12°, égale à 8,5, celle de l'argent étant 100 ; la conductibilité pour l'électricité est, à la même température, égale à 10,7, celle de l'argent étant 100.

L'antimoine, l'arsenic, le cuivre et le zinc nuisent à la mollesse du plomb, lorsqu'ils sont mélangés avec ce dernier en grande quantité.

L'antimoine et l'arsenic rendent le plomb plus cassant, plus dur et plus fusible. L'antimoine est très avantageux pour la préparation du plomb aigre (dur) ou plomb antimomial, parce que ce dernier, dont la teneur en antimoine peut dépasser 20 p. 100, est employé pour la fabrication des caractères d'imprimerie, du métal pour coussinets, du plomb de chasse, des projectiles, etc. Au contraire, pour la préparation du plomb laminé, la présence de l'antimoine, ainsi que celle de l'arsenic, est très nuisible.

Comme l'antimoine et l'arsenic, les sulfures métalliques exercent aussi une influence fâcheuse sur la mollesse du plomb.

Le bismuth en petites quantités ne nuit pas aux propriétés physiques du plomb.

Même en grandes quantités, il ne nuit pas à la malléabilité du plomb, puisque d'après les expériences par *Burggraf*¹, du plomb avec 1,920 p. 100 de bismuth pouvait être laminé tout aussi bien que du plomb mou sans bismuth.

Le plomb convenablement raffiné contient si peu de cuivre, que celui-ci n'exerce pas d'influence nuisible sur ses propriétés physiques. Mais des quantités même faibles offrent des inconvénients, lorsque le plomb doit être employé pour la fabrication du verre et de la céruse, parce qu'il communique à ces produits une couleur verte. (D'après les expériences de *Hampe*, un verre de borax avec 0,0009 p. 100 de bioxyde de cuivre n'offrirait qu'une coloration verte à peine visible, tandis que celle-ci devenait parfaitement évidente avec 0,0012 p. 100 du même oxyde.)

Le fer, le zinc, le nickel et le cobalt ne se trouvent également qu'en quantités si faibles dans le plomb convenablement raffiné, que ces corps n'exercent pas d'influence nuisible sur les propriétés physiques du plomb.

Propriétés chimiques du plomb.

Dans l'air sec le plomb ne s'altère pas, tandis que dans l'air ordinaire il se recouvre d'une mince couche grise de sous-oxyde de plomb (Pb^2O).

Si l'on fond le plomb au contact de l'air, sa surface se ternit d'abord en prenant des couleurs variées et elle se recouvre ensuite d'une poudre grise composée essentiellement de sous-oxyde de plomb et désignée sous le nom de cendre de plomb. Au rouge, le plomb se transforme en protoxyde et si l'on chauffe ce dernier pendant longtemps il se change en minium (Pb^2O^3 ou Pb^4O^3).

L'acide azotique modérément concentré dissout facilement le plomb. Le plomb en morceaux ou en masses compactes n'est que peu attaqué par l'acide chlorhydrique ou l'acide sulfurique froid au-dessous de 60° B., parce qu'il est converti à la surface en chlorure ou en sulfate de plomb, combinaisons qui protègent le plomb contre l'attaque ultérieure des acides en question. Le plomb finement divisé est au contraire transformé lentement en chlorure et en sulfate par les acides chlorhydrique et sulfurique. L'acide sulfurique concentré bouillant attaque assez fortement le plomb.

Réactions chimiques des combinaisons du plomb².

Protoxyde de plomb (PbO).

Le protoxyde de plomb fond au rouge intense, mais ne se volatilise qu'au rouge blanc. Il se dissout facilement dans les acides azotique et acétique. A sa température de fusion, il forme avec l'acide silicique un silicate facilement fusible. Avec les bases très-fortes, comme la potasse, la soude, la baryte et la chaux, il se comporte comme un acide et s'y dissout.

Le protoxyde de plomb se forme lorsqu'on chauffe le plomb au contact de l'air. Si on maintient la température au-dessous du point de fusion de l'oxyde de plomb, il se présente sous forme d'une poudre jaune amorphe, désignée sous le

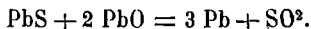
¹ Junge, *Der combinirte Pattinson- und Parkesprozess auf der Muldener Hütte bei Freiberg*. Jahrbuch f. das Berg- und Hüttenwesen in Königreich Sachsen, 1888, p. 8.

² Il ne sera question ici que des réactions importantes à connaître pour l'extraction du plomb.

nom de *massicot*. Si au contraire on élève la température plus haut, il fond, et il en résulte un liquide orangé transparent, qui après le refroidissement se solidifie en une masse cristalline rouge ou jaune. A cet oxyde de plomb, qui se forme lors de la séparation du plomb d'avec l'argent par coupellation, on donne le nom de *litharge*. Suivant la couleur, on distingue la litharge jaune ou litharge d'argent et la litharge rouge ou litharge d'or. Ces deux sortes de litharges ne diffèrent pas l'une de l'autre quant à leur composition chimique. La litharge jaune se colore en rouge lorsqu'on la chauffe et par le refroidissement elle reprend sa couleur jaune. La litharge rouge prend une couleur jaune, si après le chauffage on la refroidit rapidement. De grandes masses de litharge fondue, soumises à un refroidissement lent, se désagrègent en se gonflant, et il se forme alors une poudre fine et des écailles cristallines à éclat métallique. Ce phénomène doit être dû à l'absorption d'oxygène par la litharge fondue et au dégagement de ce dernier pendant la solidification de celle-ci. Abandonnée pendant longtemps au contact de l'air, la litharge absorbe peu à peu de l'acide carbonique.

Lorsqu'on chauffe l'oxyde de plomb avec du *charbon* et de l'*oxyde de carbone*, il est très-facilement réduit en plomb.

Si l'on chauffe jusqu'au rouge clair de l'oxyde de plomb avec du *sulfure de plomb*, dans la proportion de 2 molécules d'oxyde pour 1 molécule de sulfure, tout le plomb des deux combinaisons se sépare avec dégagement d'acide sulfureux, d'après l'équation :



L'oxyde de plomb qui se trouve au-dessus de cette proportion reste indécomposé.

L'oxyde de plomb forme avec d'*autres oxydes métalliques* des mélanges fusibles, même si ces oxydes sont infusibles par eux-mêmes.

L'oxyde de plomb a la propriété de céder de l'oxygène à un grand nombre de métaux et de sulfures métalliques, réaction dans laquelle il se sépare une quantité équivalente de plomb. Ainsi l'antimoine, l'arsenic, l'étain, le bismuth, le cuivre, le zinc et le fer sont oxydés plus ou moins complètement par l'oxyde de plomb.

Le *minium* est une combinaison de protoxyde et de peroxyde de plomb et il a pour formule Pb^2O^4 . Il se présente sous forme d'une poudre rouge clair et on l'obtient en chauffant pendant longtemps à 300° le protoxyde de plomb amorphe (*massicot*). A une température plus élevée, il se dédouble en oxygène et protoxyde de plomb.

Sulfure de plomb (PbS).

On le rencontre dans la nature sous forme de galène et on peut le préparer artificiellement en fondant ensemble du soufre et du plomb (ainsi qu'en ajoutant de l'hydrogène sulfuré à une solution d'un sel de plomb). Il prend aussi naissance dans des opérations métallurgiques (fusions) sous forme d'un sublimé qui se dépose sur les parties froides des parois des fours.

Chauffé à l'abri du contact de l'air, le sulfure de plomb fond au rouge intense en une masse fluide et à une plus forte chaleur il se volatilise. Le sulfure de plomb fondu traverse facilement les creusets en terre.

D'après *Fournet*, le sulfure de plomb chauffé au rouge dans des creusets en charbon se transformerait, en dégageant une partie de son soufre, en une masse qui se composerait dans sa partie supérieure de monosulfure de plomb (PbS) et dans sa partie inférieure de sous-sulfure de plomb (Pb^2S).

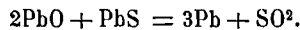
On obtiendrait ce sous-sulfure de plomb sous forme d'une masse lamelleuse gris-foncé en fondant sous une couche de borax des molécules égales de plomb et de galène. D'après *Bredberg*, en effectuant la fusion sans borax dans un creuset en charbon, il se produirait un degré de sulfuration du plomb encore moins élevé : Pb^2S . Cependant, l'existence de ces sous-sulfures n'est pas encore parfaitement démontrée. D'après les expériences de *Percy*, le plomb et le monosulfure de plomb peuvent être fondus en toutes proportions en masses, qui paraissent homogènes à l'état liquide, mais qui après le refroidissement se composent de masses nettement séparées de plomb et de monosulfure de plomb.

Si l'on calcine (si l'on grille) au contact de l'air le sulfure de plomb, sans que celui-ci fonde ou devienne pâteux, il se transforme, la calcination étant prolongée pendant un temps suffisant, en oxyde de plomb, avec lequel se trouve mélangée une certaine quantité de sulfate de plomb.

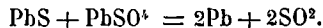
Si l'on arrête la calcination plus tôt, on obtient un mélange de protoxyde, de sulfate et de sulfure de plomb, dont la composition dépend de la durée du grillage.

L'oxyde et le sulfate de plomb décomposent le sulfure de plomb, dès que la température est poussée jusqu'à ce que la masse entre en fusion ou devienne pâteuse.

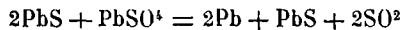
Comme on l'a déjà dit, l'oxyde de plomb agit sur le sulfure de plomb d'après l'équation :



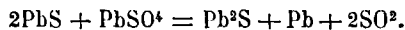
Lorsqu'on fait agir le sulfate de plomb sur le sulfure de plomb, en mettant en présence une molécule de chaque corps, tout le plomb des deux combinaisons se sépare avec dégagement d'acide sulfureux, d'après l'équation :



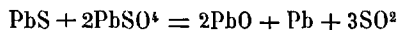
Si le sulfure de plomb est en excès, cet excès reste indécomposé, tandis que, d'après les métallurgistes qui admettent l'existence du sous-sulfure de plomb, il se forme, outre le plomb et l'acide sulfureux, du sous-sulfure de plomb. Dans le premier cas, par exemple, avec la proportion de 2 molécules de sulfure de plomb pour 1 molécule de sulfate, la décomposition aurait lieu d'après l'équation :



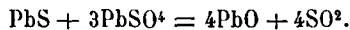
et dans le second, d'après l'équation :



Si le sulfate de plomb est en excès, on obtient, suivant la quantité de ce dernier, outre le plomb, de l'oxyde de plomb ou seulement de l'oxyde de plomb. Par exemple, avec 2 ou 3 molécules de sulfate de plomb pour 1 molécule de sulfure, la décomposition a lieu d'après les équations :



ou



En se basant sur ces réactions, on peut donc séparer à l'état métallique le plomb du sulfure de plomb en grillant ce dernier jusqu'à un degré déterminé et chauffant ensuite fortement la masse.

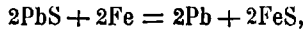
Si l'on fond du sulfure de plomb avec des alcalis ou des terres alcalines, il se décompose : du plomb se sépare et il se forme des sulfures métalliques et des sulfates.

Si l'on fond du sulfure de plomb avec du bioxyde de cuivre, on obtient, avec

du plomb cuprifère, une combinaison sulfurée de cuivre et de plomb, ainsi qu'un mélange de protoxyde de cuivre et de protoxyde de plomb.

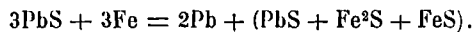
Le *peroxyde* et le *protoxyde de fer* ne séparent pas de plomb du sulfure de plomb.

Si l'on fond du sulfure de plomb avec du fer, il se sépare du plomb métallique, en même temps qu'il se forme du sulfure de fer. Cependant, cette décomposition ne se fait pas de façon que tout le plomb soit séparé à l'état métallique, comme cela devrait avoir lieu, d'après l'équation :



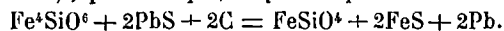
mais, à cause de la grande tendance du sulfure de fer à former avec le sulfure de plomb des combinaisons sulfurées doubles, une partie du sulfure de plomb passe toujours dans ces sulfures doubles (dits *mattes plumbeuses*). C'est pour cela qu'au lieu des 86,6 p. 100 de plomb qui forment la teneur totale du sulfure de plomb, on n'obtient en plomb que 72 à 79 p. 100 du poids du sulfure, tandis que le reste passe sous forme de sulfure dans la combinaison de sulfure de fer et de sulfure de plomb, c'est-à-dire dans la *matte plumbeuse*.

D'après les expériences effectuées aux usines métallurgiques du Harz Supérieur, la quantité du plomb séparée du sulfure de plomb par le fer dans les fours de fusion dépend aussi bien de la température à laquelle s'effectue la décomposition que de la quantité du fer. La séparation du plomb est d'autant plus complète que la température est plus élevée. La proportion entre le fer et le sulfure de plomb la plus favorable à la séparation du plomb est celle de 20 à 25 parties de fer pour 100 parties de sulfure de plomb. Cette proportion correspond à peu près à des molécules égales de sulfure de plomb et de fer, et la réaction qui se produit dans ces conditions peut être exprimée par l'équation suivante :



Si le fer est en plus petite quantité, il se sépare moins de plomb. Avec un excès de fer, on arrive bien à séparer plus de plomb, mais la quantité séparée est beaucoup plus faible que ce qui correspond à l'addition de fer dépassant la proportion indiquée plus haut.

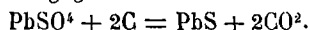
Lorsqu'on fond du sulfure de plomb avec du *cuivre*, le premier est facilement décomposé, mais non complètement. Le *zinc* et l'*étain* n'agissent que peu sur le sulfure de plomb, l'*antimoine* pas du tout. A la température de fusion, en présence de *charbon*, du plomb est séparé du sulfure de plomb par les *silicates de fer* basiques (subsiliates) ; par exemple, d'après l'équation :



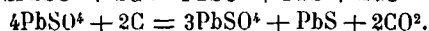
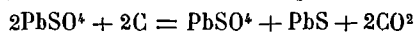
Sulfate de plomb (PbSO⁴).

Le sulfate de plomb fond à une chaleur intense, mais il n'est que très peu volatil.

A une haute température, il est réduit par une quantité suffisante de *charbon* en sulfure de plomb, avec dégagement d'acide carbonique, d'après l'équation :



Si le *charbon* est en quantité plus faible, il reste une partie du sulfate de plomb indécomposée, comme le montrent les équations suivantes :



Lorsqu'on chauffe du sulfate de plomb avec du sulfure de plomb, le premier est décomposé comme il a été dit précédemment (p. 250).

Fondu avec de l'*acide silicique*, le sulfate de plomb se transforme en silicate de plomb avec dégagement d'acide sulfurique ou d'acide sulfureux.

Le sulfate de plomb est dissous par les *solutions aqueuses des combinaisons chlorées des métaux alcalins*, ainsi que du *chlorure de calcium*. Le plomb peut être précipité de la dissolution par le zinc et le fer.

Carbonate de plomb (PbCO₃).

Le carbonate de plomb est décomposé par la chaleur (200°) en protoxyde de plomb et acide carbonique. Lorsqu'on chauffe le carbonate de plomb avec du *charbon* et de l'*oxyde de carbone*, jusqu'à la température de réduction de l'oxyde de plomb, il est réduit en plomb.

Silicate de plomb.

D'après les recherches de *L. Beck*, effectuées dans le laboratoire de *Percy*, à Londres, tous les silicates de plomb jusqu'au *trisilicate* (Pb²Si³O⁸) sont facilement fusibles. Avec la proportion PbO : 18 SiO₂, la fusion n'a pas lieu ; on n'obtient qu'une masse frittée.

Par chauffage avec du *charbon*, il ne se sépare une partie du plomb que des silicates basiques facilement fusibles, les silicates acides difficilement fusibles ou les mélanges d'acide silicique libre avec des silicates acides restant indécomposés.

Si l'on fond du silicate de plomb avec la quantité nécessaire de *peroxyde de fer* et de *charbon*, tout le plomb en est séparé avec formation d'un silicate de protoxyde de fer.

En fondant au rouge clair du silicate de plomb avec du *fer*, le plomb s'en sépare, en même temps qu'il se forme du silicate de protoxyde de fer.

Par la *chaux* et le *charbon*, le plomb n'est séparé du silicate de plomb qu'à une haute température.

Du silicate de plomb, le plomb est séparé à une température plus basse par la *chaux*, le *silicate de protoxyde de fer* et le *charbon*, et il se forme en même temps du silicate de calcium et de fer.

Les *sulfures de fer, de baryum et de calcium*, chauffés à une haute température avec du silicate de plomb, se transforment en plomb métallique, acide sulfureux et silicates du fer ou du baryum et du calcium.

Antimoniate de plomb.

L'antimoniate de plomb est facilement réduit en plomb antimonial par le *charbon* et l'*oxyde de carbone*.

Chlorure de plomb.

Le chlorure de plomb se dissout en grandes quantités dans l'eau. Il n'est que peu dissous par l'acide chlorhydrique. Il se mélange par fusion en toutes proportions avec l'*oxyde de plomb* et le *sulfure de plomb*. Il est complètement réduit par l'*oxyde de carbone*.

Alliages du plomb.

Le plomb peut s'allier par fusion dans les proportions les plus différentes avec l'étain, l'or, l'argent, le bismuth, l'antimoine et l'arsenic. Il n'absorbe le cuivre et le zinc qu'en quantité limitée. Il n'absorbe le fer qu'en très-faible quantité.

Si l'on chauffe jusqu'au point de fusion du plomb un alliage de cuivre et de plomb, le plomb fond en majeure partie, tandis qu'il reste un alliage de cuivre et de plomb difficilement fusible.

Le plomb peut être séparé à l'état de protoxyde d'avec l'or, l'argent et le bismuth par une *fusion oxydante* (coupellation).

L'antimoine, l'arsenic, le zinc, le fer, le nickel, le cobalt peuvent par une fusion oxydante être éliminés des alliages du plomb avec ces métaux sous forme d'oxydes ou d'antimoniate et d'arséniate de plomb.

Si l'on emploie comme anode du circuit électrique un *alliage d'argent* et de *plomb* ou un *alliage de plomb et d'or*, comme cathode une plaque de plomb et comme électrolyte une solution d'un sel de plomb (solution d'acétate de plomb), le plomb de l'alliage peut avec une densité de courant convenable être précipité à la cathode, tandis que les métaux nobles restent à l'anode ou passent dans le schlamme de l'anode.

Minerais de plomb.

Le minerai de plomb le plus important est la galène.

Galène ou plomb sulfuré (PbS).

La galène renferme 86,57 p. 100 de plomb et 13,43 p. 100 de soufre. Elle contient très-souvent de l'argent, soit en mélange isomorphe sous forme d'argent sulfuré ou à l'état de minerais d'argent disséminés dans sa masse. La teneur en argent varie depuis les quantités les plus faibles jusqu'à 1 p. 100. Elle s'élève ordinairement à 0,01-0,10 p. 100. (La teneur en argent de la galène de Mechernich, dans la Prusse rhénane, est de 0,01 à 0,014 p. 100, celle de la galène des filons du Harz supérieur va jusqu'à 0,10 p. 100.) La galène à grains fins est habituellement plus riche en argent que la galène à gros grains et surtout que la galène lamelleuse. A Broken Hill (Nouvelle-Galles du Sud), en Australie, la galène à gros grains et feuilletée est plus riche en argent que la galène à grains fins.

La galène se rencontre dans presque tous les pays. En Europe, elle se trouve en Allemagne (Harz supérieur et inférieur, Erzgebirge, Silésie supérieure, Prusse rhénane près Mechernich, Stolberg, Bensberg, Westphalie près Ramsbeck, Siegen, Hesse-Nassau près Holzappel, Ems, Braubach), en Autriche-Hongrie (Carinthie, Hongrie, Transylvanie, Tyrol, Bohême), dans la Grande-Bretagne (Shropshire, Devonshire, Cornouailles, Pays de Galles, Ile de Man en Angleterre, ainsi qu'en Ecosse et en Irlande), en France (Pontgibaud), en Belgique (Bleiberg, Corphalie), en Russie (Allagir), en Espagne (Carthagène, Linarès, Andalousie, Saint-Sébastien, Province de Badajoz), en Italie (Sardaigne), en Grèce (Laurium), en Suède, en Norvège et en Turquie. En Amérique, elle se rencontre aux Etats-Unis, au Mexique et au Brésil. Aux Etats-Unis, les gisements les plus importants sont dans les états ou territoires de New-York, de l'Illinois, du Wisconsin, d'Iowa, de Colorado (Leadville), de Missouri, d'Idaho, de Montana, d'Utah, de Nevada,

de Californie et du Nouveau-Mexique. On rencontre de la galène en Afrique dans la Tunisie et l'Algérie (Kefoun, Teboul), en Asie dans l'Altaï et aux Indes orientales (Royaume d'Ava, montagnes de Lao et de Malla-Malla), en Australie dans la Nouvelle-Galles du Sud (Broken Hill), le Queensland et la Tasmanie.

La galène est souvent accompagnée de blende, de pyrite, de cuivre pyriteux, de combinaisons de l'arsenic et de l'antimoine, ainsi que de quartz, de spath calcaire, de dolomie, de baryte sulfatée et de fer spathique.

Plomb carbonaté ou cérussite (PbCO³).

Ce minerai renferme 77,52 p. 100 de plomb. C'est un produit de décomposition de la galène et c'est pour cela qu'il se rencontre ordinairement dans les affleurements de gisements de galène. A l'état terreux et mélangé avec de l'argile, il porte le nom de *plomb carbonaté terreux*. Par suite de son mélange avec des substances charbonneuses, la cérussite est fréquemment colorée en noir et dans ce cas on lui donne le nom de *plomb carbonaté noir*. Dans quelques cas, le plomb carbonaté contient de l'argent, qui provient d'un mélange avec du chlorure d'argent, de l'iodure d'argent et de l'argent natif (Leadville dans le Colorado, aux États-Unis de l'Amérique du Nord, Broken Hill dans la Nouvelle-Galles du Sud, en Australie).

Le plomb carbonaté ne se rencontre pas assez fréquemment en quantités suffisantes pour qu'il puisse être l'objet d'un traitement métallurgique séparé. Les contrées où on le trouve en plus grandes quantités sont les districts montagneux de Carthagène et de Linarès (Espagne), la montagne de Laurium (Grèce), l'Altaï (Russie asiatique) et surtout Leadville (Colorado aux États-Unis de l'Amérique du Nord), ainsi que Broken Hill (Nouvelle-Galles du Sud) où, dans ces derniers temps, on en a rencontré de très-grandes quantités.

Plomb sulfaté ou anglésite (PbSO⁴).

Le plomb sulfaté, avec 68,3 p. 100 de plomb, est également un produit de la décomposition de la galène et c'est pour cela qu'on le rencontre ordinairement aux affleurements de gisements de galène, mais en quantités beaucoup moins grandes que le plomb carbonaté. Ce minerai n'est par suite qu'exceptionnellement traité seul. Il est pauvre en argent. Les contrées où on en a trouvé les plus grandes quantités sont la France, l'Espagne, la Sardaigne et l'Australie.

Plomb vert et plomb brun ou pyromorphite et mimétésite.

La pyromorphite [PbCl² + 3(Pb³P²O⁸)], avec 69,5 p. 100 de plomb et la mimétésite [PbCl² + 3(Pb³As²O⁸)], avec 76,2 p. 100 de plomb, proviennent de la décomposition de galène et elles se rencontrent dans les étages supérieurs des gisements de minerais de plomb. Les deux minéraux ne renferment que des traces d'argent. Ils ne se trouvent pas en quantités suffisantes pour être traités isolément. Les gisements sont ou étaient, par exemple, à Saint-Martin (Espagne) et à Ems (Hesse-Nassau, Prusse).

Les autres minéraux plombifères sont, à cause de leur rareté, sans importance pour l'extraction du plomb. Tels sont, par exemple, le plomb jaune ou la wul-

fénite (plomb molybdaté), le plomb rouge ou la crocoïte (plomb chromaté), la stolzite (plomb tungstâté), la vanadinite (plomb vanadiaté), la mendipite (plomb chloro-carbonaté), la steinmannite, la boulangérite, la bournonite et la jamesonite.

Produits métallurgiques plombifères.

Indépendamment des minerais de plomb, certains produits métallurgiques plombifères, qui se forment dans les différents procédés d'extraction du plomb et surtout lors de l'extraction de l'argent, fournissent des matériaux pour la préparation du plomb. Ce sont principalement des oxydes, des silicates, des antimoniates, des sulfures et des alliages du plomb. La litharge, les fonds de coupelle, les écumes plombifères sont des produits métallurgiques oxydés ; les différentes scories de plomb sont des silicates, les abstrichs et les scories de raffinage des antimoniates, les mattes plombeuses des sulfures, l'écume de zinc et le cuivre noir plombifère des alliages.

EXTRACTION DU PLOMB

L'extraction du plomb des minerais et des produits métallurgiques contenant du plomb a lieu exclusivement par *voie ignée*.

La *voie humide* n'est pas employée pour le traitement des minerais de plomb, parce que la valeur du plomb est relativement peu élevée et que ce métal peut être facilement obtenu par voie ignée. Elle n'est appliquée qu'exceptionnellement, dans des circonstances toutes particulières, au traitement des produits métallurgiques plombifères. (Dissolution du sulfate de plomb des cendres de pyrite par une solution de chlorure de calcium et précipitation par le fer du plomb contenu dans la solution.)

La *voie électrométallurgique* n'est pas non plus employée pour le traitement des minerais de plomb. Elle a été appliquée à la séparation du plomb et de l'argent des alliages de ces métaux, mais elle n'a pas fait son chemin, parce que la séparation en question est moins coûteuse par voie humide.

La pureté du plomb, tel qu'il est extrait par voie sèche des minerais et des produits métallurgiques, est dans la plupart des cas altérée par d'autres éléments, qui exercent une influence fâcheuse sur les propriétés du métal. C'est pour cela qu'il est nécessaire de soumettre ce derner, avant qu'il puisse être employé, à une purification ou à un *raffinage*.

I. — Extraction du plomb des minerais.

Le minerai de plomb le plus important est la galène. Vient ensuite le plomb carbonaté, qui cependant n'est traité pour plomb que dans des cas relativement rares. Le plomb sulfaté ou anglésite n'est traité seul qu'exceptionnellement.

Extraction du plomb de la galène.

Comme le montrent les réactions chimiques du sulfure de plomb indiquées précédemment et celles des combinaisons du plomb dont il a été ensuite question, il est possible de séparer le plomb du plomb sulfuré de plusieurs manières.

Pour l'extraction métallurgique du plomb de la galène trois voies différentes se présentent :

1. On grille la galène seulement juste assez pour qu'il se forme un mélange en proportions déterminées de sulfure, de protoxyde et de sulfate de plomb et ensuite on élève la température assez haut pour que l'oxyde et le sulfate de plomb se décomposent avec le sulfure de plomb en plomb et acide sulfureux.

2. Ou bien on prolonge le grillage jusqu'à la décomposition complète de la galène, c'est-à-dire jusqu'à ce que celle-ci soit transformée en un mélange de protoxyde de plomb et d'une petite quantité de sulfate de plomb et l'on soumet le produit du grillage à une fusion réductrice avec du charbon. (A la fin du grillage, le sulfate de plomb est transformé par fusion avec du quartz en silicate de plomb, duquel le plomb est séparé par le charbon et le peroxyde de fer lors de la fonte réductrice qui suit le grillage, ou bien il est converti seulement lors de la fonte réductrice en question en sulfure de plomb, duquel le plomb est séparé par le fer.)

3. Ou bien encore, on décompose le sulfure de plomb par le fer à sa température de fusion, et alors du plomb se sépare et il se forme une combinaison de sulfure de fer et de sulfure de plomb, dite *matte plumbeuse*.

On appelle la première de ces voies *méthode par grillage et réaction*, la seconde *méthode par grillage et réduction* et la troisième *méthode par précipitation*. Dans ces méthodes d'extraction du plomb, l'argent que les minerais peuvent contenir passe dans le plomb, qui dans ce cas porte le nom de *plomb d'œuvre*.

Dans beaucoup de cas, ces méthodes ne sont pas employées dans toute leur pureté, mais à certaines périodes de l'opération on les combine entre elles ; par exemple, les résidus du travail par grillage et réaction sont réduits par le charbon ou traités par le procédé par précipitation ; ou bien la méthode par grillage et réduction est combinée à un certain degré avec celle par grillage et réaction ou avec le travail par précipitation.

Le travail par grillage et réaction est effectué dans des fours à réverbère ou dans des bas-foyers, celui par grillage et réduction a lieu pour le grillage dans les fours les plus différents et pour la réduction dans des fours à cuve, le travail par précipitation se fait dans des fours à cuve et, mais exceptionnellement, dans des fours à réverbère.

Le choix des méthodes de traitement dont il vient d'être question dépend de la quantité et de la nature des substances étrangères contenues dans la galène, ainsi que de l'espèce des combustibles dont on dispose.

La *méthode par grillage et réaction* exige l'emploi de combustibles bruts et une galène pure très riche, parce que de grandes quantités de corps étrangers nuisent à la réaction de l'oxyde et du sulfate de plomb sur le sulfure de plomb. Le travail est rendu tout à fait impraticable par la présence de quartz ou de silicates acides, des proportions même relativement faibles de ces corps empêchant la réaction, par suite de la formation de silicate de plomb.

La *méthode par précipitation* exige l'emploi de combustibles carbonisés, des fondants ferrugineux, aux dépens desquels du fer est réduit dans le four à cuve, et de la galène offrant une grande richesse en plomb et ne contenant que de faibles quantités de sulfures étrangers (surtout de la pyrite, de l'antimoine sulfuré, de la blende), parce que ces corps sont également plus ou moins décomposés par le fer et que par suite ils occasionnent une dépense en fer inutile, pendant que les métaux qui s'en séparent passent en partie dans le plomb. La pré-

sence du quartz et des terres ne nuit en rien à l'opération. Comme la galène n'est décomposée par le fer qu'à une haute température, ce procédé exige une dépense comparativement plus grande en combustible carbonisé. L'extraction du plomb de la matte plombeuse, qui se forme dans la méthode par précipitation, rend nécessaires des opérations secondaires particulières. Si les minerais contiennent du cuivre, celui-ci, même s'il n'est qu'en petite quantité, passe dans la matte et peut être extrait, de même que l'argent passé dans celle-ci.

Les avantages de ce procédé sont les suivants : Les minerais n'ont pas besoin d'être grillés et, s'ils renferment de l'argent, les pertes en ce métal par volatilisation sont relativement faibles ; on obtient un bon rendement en plomb et il est possible d'extraire le cuivre contenu dans les minerais, même si leur teneur en ce métal est très faible. Cependant, dans la plupart des localités, ces avantages sont contrebalancés par les inconvénients mentionnés plus haut, et surtout par la grande consommation en combustibles carbonisés et la lenteur relative de la décomposition de la galène (ce qui entraîne une grande dépense de main-d'œuvre). C'est pour cela que la méthode par précipitation n'est plus appliquée avec avantage dans toute sa pureté que rarement et dans des conditions locales particulières (Harz supérieur). Elle est au contraire fréquemment combinée avec le procédé par grillage et réduction.

La *méthode par grillage et réduction* est applicable à toutes les sortes de minerais, quelles que soient les matières étrangères qu'ils renferment. La teneur en plomb peut être beaucoup moins élevée que pour les procédés par grillage et réaction et par précipitation. Une teneur en cuivre pas trop faible peut également être rassemblée dans une *matte*, si l'on provoque la formation de celle-ci par un léger grillage. Cette méthode est la plus fréquemment employée.

Abstraction faite des conditions locales, on soumettra donc les minerais purs et riches, exempts de quartz et de silicates acides, si l'on dispose de combustibles bruts peu chers, au travail par grillage et réaction, mais tous les autres minerais seront traités par la méthode de grillage et réduction ou par les procédés de grillage et réduction et de précipitation combinés. On n'appliquera dans toute sa pureté la méthode par précipitation qu'exceptionnellement dans des circonstances particulières, par exemple lorsqu'on aura affaire à des minerais de plomb argentifères avec une faible teneur en cuivre encore extractible et que la main-d'œuvre sera à bon marché.

MÉTHODE PAR GRILLAGE ET RÉACTION.

Cette méthode consiste essentiellement à chauffer la galène au contact de l'air et à une température de 500 à 600°, jusqu'à ce qu'il se soit formé une quantité d'oxyde et de sulfate de plomb offrant une certaine proportion avec le sulfure de plomb non décomposé, et ensuite à faire agir, en élevant la température, les deux premiers corps sur le sulfure demeuré intact. Mais l'action du sulfate et de l'oxyde de plomb ne peut guère être satisfaisante que si la masse se trouve à l'état pâteux. Lorsque celle-ci est complètement fondue, cette action est imparfaite. D'un autre côté, il n'est pas possible de conduire le grillage de façon qu'il se forme de l'oxyde et du sulfate de plomb en quantité exactement égale à celle qui est nécessaire pour la séparation de tout le plomb. Comme pendant la période de réaction il se forme également de nouvelles quantités d'oxyde et de sulfate de plomb, on obtient ordinairement un excès de ces derniers. Cet excès,

ainsi que le sulfure de plomb qui a pu échapper à la décomposition se réunissent aux gangues et aux autres éléments étrangers de la galène, en donnant naissance à des résidus riches en plomb, qui exigent un traitement particulier pour l'extraction de ce métal. Avec des minerais purs qui ne laissent que de faibles quantités de résidus (composés essentiellement de sulfate et d'oxyde de plomb) et en n'en traitant que de petites quantités on cherche bien à enlever aux résidus, immédiatement après la réaction, le plus de plomb possible en les chauffant avec du charbon (ressuage du plomb) et ensuite, par une sorte de préparation mécanique (hocardage et lavage), on sépare des nouveaux résidus les parties contenant du plomb, que l'on fait rentrer dans le traitement des minerais. Cependant, comme pour l'appauvrissement en plomb des résidus par le moyen qui vient d'être indiqué, appauvrissement qui ne peut d'ailleurs être poussé que jusqu'à une certaine limite, il est nécessaire d'employer une haute température, qui entraîne nécessairement des pertes de plomb, on préfère laisser dans les résidus une quantité de métal relativement grande et traiter ces derniers dans des fours à cuve.

D'après cela, le travail par grillage et réaction est une méthode combinée avec d'autres procédés pour l'extraction du plomb des résidus.

La méthode par grillage et réaction n'est avantageuse qu'avec des galènes relativement pures. La galène avec une teneur en plomb inférieure à 60 p. 100, même si elle renferme des substances étrangères n'ayant pas d'influence nuisible à la marche de l'opération, n'est plus traitée par grillage et réaction. On soumet ordinairement à ce mode de traitement les galènes dont la teneur en plomb n'est pas inférieure à 70 p. 100.

Une teneur en *quartz* de 4 à 5 p. 100 ou en une quantité correspondante de silicates acides, rend l'opération désavantageuse, à cause de la formation de silicate de plomb. Non seulement ce dernier n'est pas sans action sur le sulfure, l'oxyde et le sulfate de plomb, mais encore il empêche les réactions de l'oxyde et du sulfate de plomb sur le sulfure, parce que, à cause de sa facile fusibilité, il recouvre ces corps d'une enveloppe indifférente.

Les *terres* (chaux, magnésie, baryte), si elles sont en petite quantité, agissent favorablement, en contribuant à la production de l'état pâteux des masses nécessaire dans la période de réaction. Dans beaucoup de cas, on ajoute intentionnellement de la chaux aux minerais, afin de rendre les masses plus épaisses. En grandes quantités (au-dessus de 12 p. 100), elles empêchent au contraire le contact intime des différentes combinaisons du plomb et entravent par suite la séparation de ce dernier.

Le *fer spathique*, dès qu'il y a de l'acide silicique, donne lieu à la production de scories facilement fusibles et doit par suite être évité.

Les *sulfures métalliques étrangers*, qui pendant la période du grillage sont transformés en oxydes, ont, en petite quantité, une action favorable pendant l'opération aussi bien en épaississant les masses qu'en favorisant la formation de sulfate de plomb à l'aide de l'acide sulfureux et de l'acide sulfurique mis en liberté lors du grillage. Au contraire, en grandes quantités (plus de 10 à 12 p. 100), ils entravent la réaction et leurs oxydes pâteux retiennent du plomb. En outre, une partie des sulfures métalliques fond en une matle avec une partie du sulfure de plomb et ce dernier est ainsi soustrait au traitement. La pyrite, la blende et le cuivre pyriteux agissent comme il vient d'être dit. De plus, le cuivre pyriteux introduit du cuivre dans le plomb, le sulfure de cuivre et les oxydes du cuivre

formés pendant le grillage se décomposant dans la période de réaction avec séparation de cuivre et dégagement d'acide sulfureux.

Le *sulfure d'antimoine*, à cause de sa facile fusibilité, donne lieu à des agglomérations défavorables et en outre il forme de l'antimoniote de plomb. Par suite de la volatilité de différentes combinaisons d'antimoine, il peut aussi se volatiliser une certaine quantité de plomb. Lorsqu'on ajoute du charbon à la masse (pour l'extraction du plomb des résidus), de l'antimoine passe dans le plomb. La même chose a lieu lors du traitement des résidus dans des fours à cuve.

Une partie de l'arsenic des *combinaisons arsénicales* (pyrite arsénicale) est volatilisée, tandis que l'autre partie donne lieu à la formation de speiss. De l'arsenic passe aussi dans le plomb dans les mêmes circonstances que l'antimoine.

L'*argent* contenu dans les minerais passe dans le plomb, et la majeure partie se rassemble dans le plomb séparé en premier lieu.

L'*or* se comporte de la même manière que l'argent.

Le sulfate et le carbonate de plomb, qui indépendamment de la galène sont contenus dans les minerais, agissent très-favorablement en raccourcissant la durée du grillage.

Le travail par grillage et réaction est effectué dans des fours à réverbère ou dans des bas-foyers, le traitement des résidus a lieu ordinairement dans des fours à cuve.

Lorsque l'opération est faite dans des fours à réverbère, le grillage et la réaction ont lieu l'un après l'autre, tandis que lorsqu'elle est effectuée au bas-foyer ces deux périodes se passent simultanément et une partie de l'oxyde de plomb est aussi réduite en plomb par le charbon qui couvre la sole.

Avec les fours à réverbère les pertes en métal sont moindres qu'avec les bas-foyers et le travail est aussi moins insalubre, parce que les ouvriers ne sont pas autant incommodés par les vapeurs de plomb. C'est pour cela que les bas-foyers ne sont employés que rarement ou dans des conditions locales particulières.

Comme dans le travail par grillage et réaction on ne peut éviter la vaporisation d'une certaine quantité de plomb, ainsi que l'entraînement de particules de minerais par le tirage, les fours doivent être mis en communication avec des dispositifs destinés à recueillir les corps métallifères contenus dans les gaz des foyers ¹.

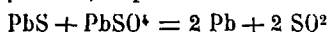
Travail par grillage et réaction au four à réverbère.

Le travail par grillage et réaction est effectué de différentes manières et dans des fours à réverbère de constructions différentes, suivant que l'on veut extraire le plomb rapidement sans s'occuper des pertes ou lentement avec aussi peu de pertes que possible et suivant que l'on veut obtenir des résidus riches ou pauvres en plomb. Les trois manières différentes dont est pratiqué le travail par grillage et réaction sont connues sous les noms de procédés carinthien, anglais et silésien ou de Tarnowitz. En outre, il existait autrefois un *procédé français* pour le traitement de minerais contenant jusqu'à 6 p. 100 de silice, mais qui actuellement n'est plus en usage.

Le *procédé carinthien* proprement dit (qui dans les usines en dehors de la Carinthie a subi des modifications) a pour objectif l'extraction de minerais purs

¹ Voy. à ce sujet : Schnabel, *Lehrbuch der allgemeinen Hüttenkunde*, p. 499.

d'un plomb pur avec de faibles pertes en ce métal, en épuisant aussi complètement que possible la teneur en plomb du minerai dans le four à réverbère. C'est pour cela que l'opération de l'extraction du plomb, d'après ce procédé, n'est effectuée que lentement, avec de petites charges, dans des petits fours et conduite de façon que pour 1 molécule de sulfure de plomb il se forme autant que possible 1 molécule de sulfate et 2 molécules d'oxyde de plomb, de telle sorte que la réaction se fasse, si c'est possible, d'après les formules :



et

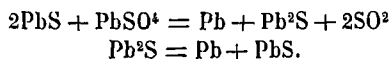


Le déplombage des résidus a lieu dans le four même, à l'aide de charbon, à la suite de la période de réaction.

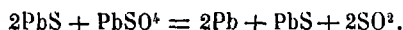
Ce procédé exige une grande dépense de combustible et de main-d'œuvre.

L'objectif du *procédé anglais* est d'extraire avec une faible dépense de combustible, dans le temps le plus court des quantités de plomb aussi grandes que possible. C'est pour cela que le traitement des minerais de plomb suivant ce procédé est effectué aussi rapidement que possible dans de grands fours et à une haute température, et dirigé de telle sorte que la période de réaction commence lorsqu'il ne s'est encore formé pour 2 molécules de sulfure de plomb qu'une molécule de sulfate. Suivant l'opinion de différents métallurgistes, il doit se former dans la période de réaction, indépendamment du plomb, du sous-sulfure de plomb, qui lors de l'abaissement de la température se décomposerait en plomb et monosulfure de plomb.

Les équations, d'après lesquelles la réaction se passe, seraient par suite les suivantes :



Comme l'existence du sous-sulfure de plomb n'a pas été démontrée d'une manière suffisante, on peut aussi admettre que la réaction a lieu d'après l'équation :



Le processus ne serait pas alors différent de celui de la méthode carinthienne. Le déplombage des résidus a lieu dans de petits fours à cuve.

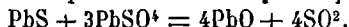
Ce procédé, par suite de la haute température qui y est employée, entraîne des pertes considérables de plomb par volatilisation.

Par le *procédé de Tarnowitz*, on veut obtenir une production aussi grande que possible, comme dans le procédé anglais, avec une faible dépense de combustible et de faibles pertes en métal. C'est pour cela que le traitement des minerais d'après ce procédé est effectué dans de grands fours et à une température aussi basse que possible. Par suite de cette dernière circonstance, une partie relativement grande du plomb reste dans les résidus, qui sont traités en four à cuve. Les réactions qui se produisent dans ce procédé, abstraction faite du déplombage des résidus, sont les mêmes que dans le procédé carinthien.

Le procédé de Tarnowitz doit être préféré au procédé anglais, parce qu'il ne donne lieu qu'à de faibles pertes de plomb, et au procédé carinthien parce qu'il permet de traiter en un temps déterminé une plus grande quantité de minerais et qu'il exige une main-d'œuvre relativement moindre.

Par le *procédé français*, autrefois employé par quelques usines, on voulait extraire, au four à réverbère, de minerais contenant jusqu'à 6 p. 100 d'acide silicique la

plus grande partie du plomb. L'opération était effectuée, à une température aussi basse que possible, assez lentement pour qu'il se formât une grande quantité de sulfate de plomb par rapport au sulfure indécomposé, de façon que lors de la réaction, en même temps que la séparation de plomb d'après le processus de la méthode carinthienne, il se séparât aussi de l'oxyde de plomb d'après l'équation :



Après la réaction, l'oxyde de plomb était réduit en plomb (et aussi une partie du sulfate de plomb en sulfure) par mélange avec du charbon.

Ce procédé, à cause des grandes pertes qu'il entraîne et aussi à cause de sa longueur, n'est plus usité et il a été remplacé par la méthode de grillage et réduction.

Procédé carinthien.

Ce procédé est appliqué en Carinthie (Bleiberg, Raibl) dans toute sa pureté. Dans d'autres contrées, il a été employé temporairement avec des modifications (Belgique, France, canton des Grisons, États-Unis de l'Amérique du Nord), mais il y a été abandonné soit par suite de l'épuisement des gisements de minerais (Engis, en Belgique, Davos, dans le canton des Grisons), soit par suite de son remplacement par d'autres méthodes (Missouri).

Usines de la Carinthie.

Aux usines de *Bleiberg, en Carinthie*, on traite par ce procédé de la galène calcaire, pauvre en argent et sous forme de schlich, avec 60 à 75 p. 100 de plomb.

La disposition du four employé à Bleiberg est mise en évidence par les figures 181 à 184. *a* est le laboratoire, dont la sole, inclinée d'arrière en avant et rétrécie dans sa partie antérieure, est faite avec un mélange, aggloméré par un violent coup de feu, d'argile, de scories pauvres et de crasses ayant subi une préparation mécanique ou de débris pulvérisés d'anciennes soles. L'épaisseur de la sole est 0^m,158, sa longueur de 3^m,75, sa largeur de 1^m,53 à l'extrémité supérieure et de 0^m,31 à son extrémité inférieure. Son inclinaison (0^m,18 par mètre) est telle que le plomb séparé puisse s'écouler spontanément et que les masses solides et pâteuses puissent rester dans le four. A la partie inférieure de la sole, se trouve la seule porte de travail *f* du four. Par une rigole ménagée dans la sole de ce dernier, le plomb séparé s'écoule dans un bassin *g* en fonte, établi devant le four et chauffé. La porte *f* sert non-seulement pour le travail des masses contenues dans le four, mais encore pour charger le minerai et pour retirer les résidus.

Le dispositif pour le chauffage est établi parallèlement au grand axe du four. Lorsque le chauffage se fait au bois, comme cela a lieu à Bleiberg, la grille est en maçonnerie, tandis que lorsqu'on doit brûler du lignite, combustible qui est également employé en Carinthie, la grille est formée de barreaux en fer. Le pont de chauffe et le passage de la flamme *c* se trouvent dans la moitié postérieure du foyer et n'ont que 1^m,10 de longueur. L'air pour la combustion, de même que celui qui est nécessaire pour l'oxydation du sulfure de plomb passent entre les espaces libres de la grille. Par suite de cette circonstance, l'air qui arrive au-dessus de la sole est dilué et le grillage ne progresse que lentement. Le rampant *d* se trouve dans la partie antérieure du laboratoire et il est mis en communication avec la cheminée *z* par le canal incliné *e*. Les gaz du foyer parcou-

rent la sole d'arrière en avant. Les vapeurs de plomb qui sortent du four sont amenées par l'ouverture *v* dans le canal *e* et dans la cheminée *s*.

L'opération comprend trois périodes : la période de grillage, la période de brassage ou de réaction et la période de ressuage. Dans la première période a lieu le grillage de la galène, dans la seconde la réaction de l'oxyde et du sulfate

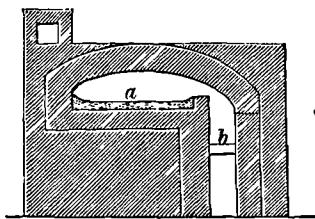


Fig. 181. — Four pour le traitement de la galène par le procédé carinthien ; coupe transversale.

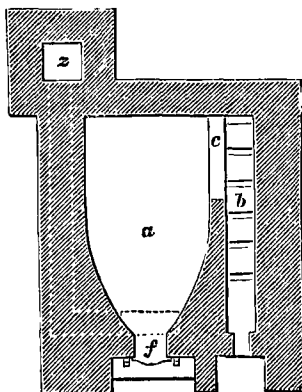


Fig. 182. — Four pour le traitement de la galène par le procédé carinthien ; coupe horizontale.

de plomb sur le sulfure de plomb et dans la troisième la réduction du plomb des résidus à l'aide de charbon.

L'opération est conduite de la manière suivante : La charge, dont le poids s'élève ordinairement à 168-200 kilogr., est introduite par la porte de travail dans le four qui se trouve encore au rouge à la suite du traitement de la charge précédente et elle est étendue sur la sole en une couche épaisse de 3 à 4 centimètres. Pendant la période de grillage, qui commence aussitôt et dans laquelle les minerais ne doivent pas se ramollir, on ne chauffe que faiblement. Dès que la masse s'est échauffée (au bout d'une heure), elle est râblée et retournée de temps en temps. Au bout de 3 heures (comptées à partir de l'introduction du minerai dans le four), le grillage est ordinairement poussé assez loin pour qu'il se soit formé les quantités d'oxyde et de sulfate de plomb nécessaires par rapport au sulfure de plomb non décomposé (1 molécule de sulfate de plomb et 2 molécules d'oxyde pour 1 molécule de sulfure de plomb). On reconnaît qu'on est arrivé à ce point à la disparition des flammes de soufre, à l'écoulement de plomb du minerai grillé et à ce que celui-ci touché avec les instruments dont se sert

l'ouvrier donne la sensation d'une masse sablonneuse. On provoque alors la réaction des corps en question sur le sulfure de plomb indécomposé (*période de brassage* ou *de réaction*). Dans ce but, on élève la température jusqu'à ce que le minerai grillé soit devenu pâteux, et ce dernier est brassé avec soin, de façon à mettre en contact intime les unes avec les autres les différentes particules dont il se compose.

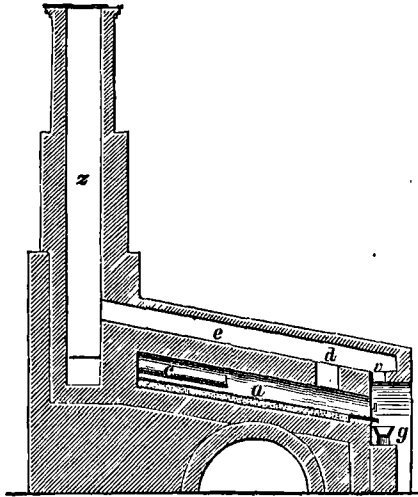


Fig. 183. — Four pour le traitement de la galène par le procédé carinthien; coupe longitudinale suivant la ligne AB de la figure 184.

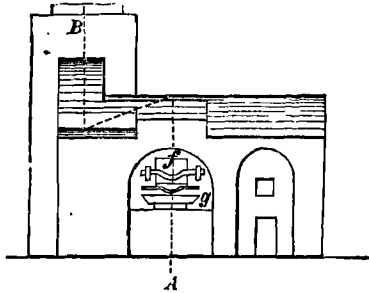
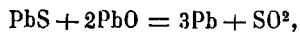
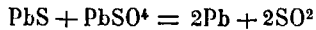


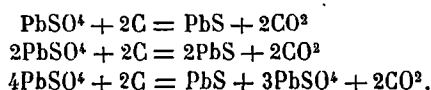
Fig. 184. — Four pour le traitement de la galène par le procédé carinthien; vue de la face antérieure.

Par suite des réactions :



du plomb s'écoule maintenant du four sans interruption dans le bassin qui se trouve devant ce dernier. La séparation du plomb cesse ordinairement après un brassage de 4 heures et demie à 5 heures), et la période de brassage est alors terminée. A la fin de cette période, la moitié environ de la teneur en plomb du minerai est extraite, le reste étant contenu dans les résidus sous forme d'oxyde et sulfate de plomb. Immédiatement après la période de brassage, on

cherche, au moyen du *ressuage*, à extraire encore de ces résidus la plus grande quantité possible de plomb. Dans ce but, on jette sur ces derniers des charbons pris sur la grille ou des petits morceaux de bois, puis ayant élevé la température on les incorpore dans la masse en brassant celle-ci. L'oxyde de plomb est ainsi réduit en plomb, tandis que le sulfate est en partie transformé en sulfure, d'après les équations :



Le sulfure de plomb ainsi produit se transforme avec le sulfate de plomb resté indécomposé en plomb et acide sulfureux.

La période de *ressuage* dure ordinairement 4 heures. Elle est terminée, lorsqu'il ne s'écoule plus de plomb du four. Afin d'économiser le combustible, on *ressue* aussi ensemble les résidus des périodes de brassage de deux charges. Dans ce cas, on retire du four, aussitôt après le brassage de la première charge, les résidus de ce brassage, on introduit une nouvelle charge dans le four et après le brassage de celle-ci on remet dans le four les résidus de la première charge, après quoi on procède au *ressuage*. La durée de la période de *ressuage* est alors de 7 à 8 heures.

Le plomb obtenu dans la période de *ressuage*, dit *plomb ressué* (*Pressblei*), est plus impur que le plomb fourni par le brassage, parce que, à la haute température qui règne pendant cette période, les métaux (Sb, Cu) des oxydes métalliques étrangers sont réduits par le charbon et passent dans le plomb. Ce dernier est soumis à une liqutation dans la partie inférieure du four.

Les résidus du *ressuage* retiennent, suivant la nature du minerai, 3 à 9 p. 100 de plomb. Ils sont enrichis jusqu'à 50 à 60 p. 100 de plomb par bocardage, criblage et lavage et ensuite traités en petites quantités avec les minerais ou bien soumis isolément à des *ressuages* répétés.

Dans la période de *ressuage*, il se produit de grandes pertes de plomb par volatilisation, en outre, la consommation de combustible est deux fois plus considérable que dans la période de brassage. Il est par conséquent plus avantageux de pousser moins loin l'épuisement en plomb des résidus et de traiter ceux-ci pour plomb dans des fours à cuve.

Les indications relatives aux pertes en plomb dans ce procédé sont différentes (entre 5 et 14 p. 100).

Elles s'élèveraient, en récupérant le plomb resté dans les résidus, à 6 à 9 p. 100 en moyenne.

On indique, pour la consommation de combustible, avec des minerais tenant 64 à 70 p. 100 de plomb, 0,63 à 0,68 m. cub. de bois pour 100 kilog. de minerais.

Un four est desservi par 1 maître ouvrier et 1 aide.

L'emploi du procédé carinthien n'est point à recommander pour les raisons suivantes : Les charges sont très-faibles (200 kilogr. seulement sont passés en 24 heures) et la dépense en main-d'œuvre qu'exige leur traitement est très-grande ; la consommation de combustible, qui est en partie occasionnée par le *ressuage*, est énorme, enfin il se produit dans la période de *ressuage* des pertes de plomb assez grandes. Il faut s'attendre à ce que, avec le temps, ce procédé soit aussi en Carinthie remplacé par une autre méthode.

Dans la plupart des autres localités où il a été introduit, on a pour ces raisons

travaillé avec des charges plus grandes et poussé beaucoup moins loin l'appauvrissement des résidus.

A *Engis, en Belgique*¹, le procédé carinthien était autrefois en usage, mais avec des modifications : on travaillait avec des charges plus fortes et on laissait une plus grande quantité de plomb dans les résidus, qui étaient traités en fours à cuve.

Le four différait aussi des vrais fours carinthiens relativement à la position de la grille, au nombre des ouvertures de travail et au mode d'introduction de l'air nécessaire pour l'oxydation. La grille ne se trouvait pas sur l'un des longs côtés du four, mais était établie sur le côté court correspondant à la partie la plus élevée de la sole. Indépendamment de l'ouverture de travail pratiquée du côté de la partie rétrécie de la sole, comme celle que possède le vrai four carinthien, s'en trouvait une seconde dans l'un des longs côtés du four. L'air nécessaire pour l'oxydation pénétrait dans ce dernier par cette ouverture, tandis que dans le vrai four carinthien il pénètre par les intervalles laissés par les barreaux de la grille. La sole inclinée avait 2 mètres de longueur, au pont de chauffe elle était large de 1^m,30 et allait en se rétrécissant vers son extrémité inférieure jusqu'à 0^m,70. Elle était faite en brasque (2 volumes d'argile et 1 volume de charbon menu), dans laquelle on faisait pénétrer par fusion une certaine quantité de minéral. Comme combustible, on employait la houille.

Les minerais constituaient un mélange de 93,56 p. 100 de galène, 3,74 p. 100 de blende, 2,31 p. 100 de pyrite et 0,35 p. 100 de spath calcaire.

Les charges s'élevaient à 625 kilogr.

Leur traitement ne différait du travail carinthien proprement dit qu'en ce qu'on ne poussait pas le ressuage du plomb jusqu'à l'épuisement aussi complet que possible des résidus, mais qu'on retirait ceux-ci du four avec une teneur en plomb de 17 à 20 p. 100, pour les traiter ensuite dans des fours à cuve avec addition de scories de puddlage. La quantité de résidus que l'on retirait du four s'élevait à 12 p. 100 du poids de la charge.

La durée du traitement d'une charge était de 12 heures. Pendant ce temps, un maître ouvrier et un aide étaient occupés au service du four. Il fallait, pour le traitement de 625 kilogr. de minerais, 1,1 t. de houille. La perte en plomb, après le traitement des résidus pour plomb, s'élevait à environ 3,93 p. 100.

Dans l'*Etat de Missouri* (Amérique du Nord), on traitait autrefois d'après le principe carinthien, mais en grandes charges et sans ressuage du plomb, des galènes de la vallée du Mississipi, soumises préalablement à une préparation mécanique et contenant 70 à 84 p. 100 de plomb².

Le four employé au Missouri est représenté par les figures 185 et 186. Les nombres inscrits sur celles-ci se rapportent à des mesures américaines.

Le laboratoire avait deux ouvertures *a* et *b*. Par l'ouverture *b*, la charge était introduite dans le four, tandis que l'ouverture *a*, sur la sole de laquelle le plomb séparé coulait dans le vase *c*, servait pour retirer les résidus. Le travail des masses contenues dans le four était effectué par l'ouverture *b*. Le foyer *e* était établi, suivant sa longueur, perpendiculairement au grand axe de la sole. Celle-ci était faite avec des résidus du traitement du minéral agglomérés par fusion. Elle reposait sur une plaque en fonte.

¹ Bouhy, *Annales des Mines*, XVII, 1870, p. 159.

² Williams, *Geological Survey of Missouri: Industrial Report*, 1877, p. 8-101; Brodhead, *Ibid.*, 1874, p. 492.

La charge s'élevait à 700-800 kilogr. de minerais de la grosseur d'un pois à celle d'une noisette. La période de grillage ne durait que 1 heure à 1 heure 1/2, celle de réaction (de brassage) 7 à 8 heures. Ces deux périodes achevées, les minerais étaient retirés du four. On ne pratiquait pas de ressuage, comme dans le procédé carinthien proprement dit. La durée du traitement d'une charge était de

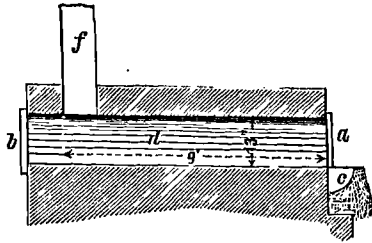


Fig. 185. — Ancien four du Missouri pour le traitement de la galène par le procédé carinthien; coupe longitudinale.

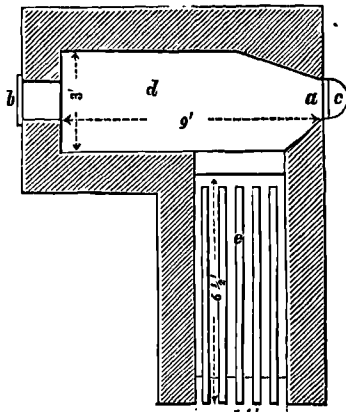


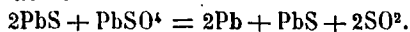
Fig. 186. — Ancien four du Missouri; coupe horizontale.

9 à 14 heures. Le four était servi par un maître ouvrier et un aide. La consommation de combustible s'élevait pour une charge à 1,5 corde de bois.

On n'a donné aucune indication relativement à la perte en plomb. Le procédé en question a été remplacé par la méthode de grillage et réaction au bas-foyer.

Procédé anglais.

Le procédé anglais offre cela de caractéristique, que l'on grille de grandes quantités de galène avec une rapidité relative à une température élevée aussi haut que possible, mais non jusqu'à amener la masse à l'état pâteux et qu'on laisse la réaction se produire dès qu'il s'est seulement formé 1 molécule de sulfate de plomb pour 2 molécules de sulfure de plomb non décomposé, de façon qu'elle ait lieu d'après l'équation :



La réaction étant terminée, on cherche dans beaucoup de cas, en refroidissant les résidus et les mettant en contact avec l'air, à oxyder de nouvelles quantités de sulfure de plomb et à produire ensuite une nouvelle réaction, en supprimant l'afflux de l'air et élevant la température. Ces opérations sont répétées, le cas échéant, tant qu'il s'écoule du plomb. Pendant la réaction, la température doit, dans la plupart des cas, être ménagée de façon que les masses ne deviennent que pâteuses. Lorsque, malgré cela, les masses sont devenues fluides, on les épaissit et les refroidit en y mélangeant de la chaux éteinte. (Ce n'est qu'avec des minerais contenant de grandes quantités de baryte sulfatée que l'on cherche à produire, en ajoutant du spath fluor, une scorie fluide, pauvre en plomb, se laissant séparer facilement des résidus et que l'on peut rejeter. De même, on produit une scorie fluide avec des minerais renfermant du spath fluor.)

Dans ce procédé, on obtient une grande quantité de résidus, qui, outre les gangues, renferment surtout du sulfate et de l'oxyde de plomb. Afin d'éviter des pertes en plomb, on laisse dans les résidus de grandes quantités de ce métal (jusqu'à 50 p. 100), et on les traite dans de petits fours à cuve.

On peut citer comme une variante du procédé anglais le *procédé des Cornwallles* pour le traitement des minerais de plomb cuprifères. C'est une combinaison du travail par grillage et réaction avec le travail par précipitation. Il consiste en un grillage des minerais dans des fours à réverbère particuliers et en un traitement subséquent du minerai grillé dans des fours de fusion à réverbère. Dans ceux-ci, on laisse d'abord se produire la réaction de l'oxyde et du sulfate de plomb sur le sulfure de plomb, puis, en incorporant du charbon dans les résidus, on sépare une partie du plomb de ces derniers et ensuite on décompose par le fer le sulfure de plomb qui se trouve encore dans les résidus. Par cette décomposition, la plus grande partie du plomb est séparée à l'état métallique, tandis qu'une autre partie et la majeure partie du cuivre passent dans une matte, de laquelle le plomb est extrait d'après les principes de la méthode par grillage et réduction.

Les fours employés dans le procédé anglais sont pourvus intérieurement d'un bassin, où se rassemble le plomb. Ce bassin se trouve à la partie antérieure du four, ordinairement près du rampant ou dans le milieu de cette partie, et, par un trou de coulée, il communique avec un autre bassin établi en dehors du four.

La sole a une section rectangulaire ou trapézoïde et est inclinée vers le bassin intérieur. Dans le four dit du Flintshire, la sole présente une pente brusque du côté du bassin intérieur. Elle est ordinairement faite avec les résidus de l'opération, nommés en Angleterre *scories grises*, ou avec un mélange de scories et d'argile. Sur ses côtés antérieur et postérieur, le four possède plusieurs portes de travail, dont le nombre va jusqu'à trois de chaque côté. Le plomb rassemblé dans le bassin intérieur est écoulé de temps en temps dans le bassin extérieur, tandis que les résidus sont retirés par les ouvertures de travail. Le chargement du minerai dans le four se fait ordinairement par la voûte de ce dernier, à l'aide d'une trémie.

La disposition d'un four anglais, comme celui qui est employé à *Stiperstones*, dans le *Shropshire* (Angleterre) est représentée par les figures 187 à 190.

Le four a une section trapézoïde et il est muni sur chacun de ses longs côtés de trois ouvertures de travail i, i, i . La sole H est longue de 3^m,40 et large de 2^m,80 en son milieu. Elle est faite avec des résidus de fours à réverbère (*scories grises*). Son épaisseur est de 10^{cm} sur le côté postérieur, de 30^{cm} au

pont de chauffe, de 35^{cm} du côté du rampant, de 75^{cm} dans la partie antérieure du bassin intérieur et de 20^{cm} dans la partie postérieure de celui-ci.

Au-dessus du foyer et de la sole s'étend une voûte, dans laquelle se trouve une ouverture munie d'une trémie *l* pour le chargement du minerai. Le foyer

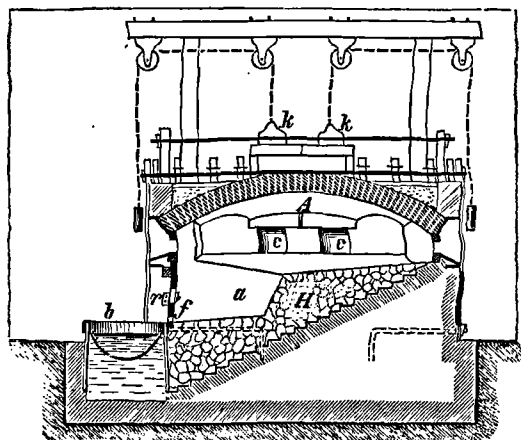


Fig. 187. — Four anglais pour le traitement de la galène par grillage et réaction ; coupe transversale.

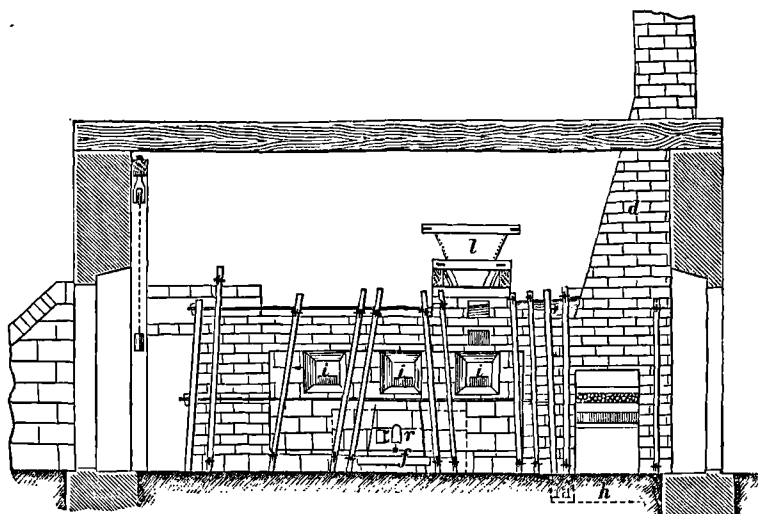


Fig. 188. — Four anglais pour le traitement de la galène par grillage et réaction ; vue extérieure du côté des portes de travail.

est établi sur le plus long des côtés courts du four. La grille se trouve plus près du côté postérieur que du côté antérieur, afin que la flamme ne touche pas le bassin intérieur. L'ouverture de chauffe *g* est du côté postérieur, où existe aussi une petite cheminée *d* pour l'entraînement de la vapeur d'eau dégagée du cendrier, dont le fond est couvert par de l'eau. La grille a 76^{cm} de largeur et 1^m,37

de longueur. Le pont de chauffe, muni d'un canal pour le passage de l'air destiné à le refroidir, a 1^m,22 de longueur et 61^{cm} de largeur. Vis-à-vis le pont de chauffe, se trouvent deux rampants *c, c*, qui par le canal *e* sont mis en communication avec la cheminée. Le rampant qui se trouve du côté postérieur du

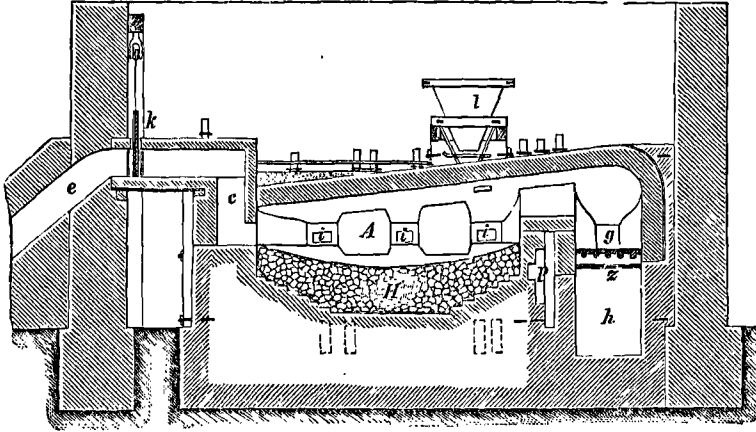


Fig. 189. — Four anglais pour le traitement de la galène par grillage et réaction ; coupe longitudinale.

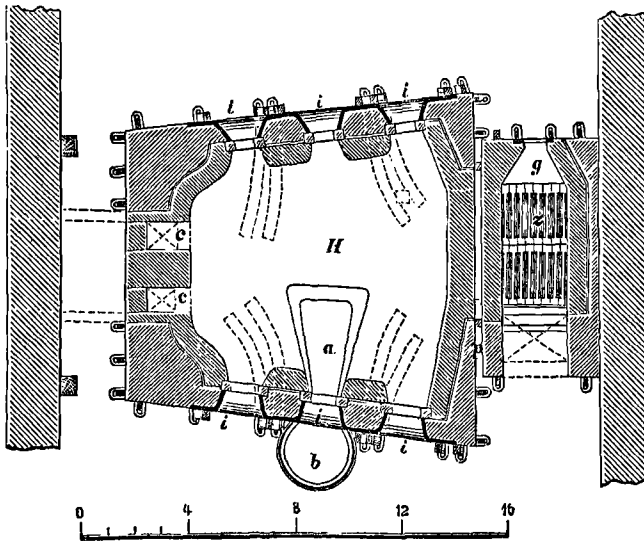


Fig. 190. — Four anglais pour le traitement de la galène par grillage et réaction ; coupe horizontale. (Echelle en pieds anglais.)

four est plus grand que celui qui correspond au côté antérieur, afin que la flamme passe plus au-dessus de la partie élevée de la sole qu'au-dessus du bassin intérieur. Les canaux *e* sont munis d'un registre pour régler le tirage. Le trou de coulée *f* est à 20^{cm} au-dessus du fond. Au-dessus de ce trou est une

ouverture r , que l'on peut fermer par une porte et qui sert pour introduire de l'air dans le four.

La charge dans un pareil four s'élève à 1 tonne environ.

La plus faible charge pour un four anglais est de 800 kilogr. Le minerai est étendu sur la sole en une couche de 10 à 15^{cm} d'épaisseur.

La manière dont l'opération est conduite n'est pas la même dans les différentes usines ; elle dépend principalement de la nature des substances étrangères contenues dans les minerais, de l'importance de la charge et du degré jusqu'auquel on veut pousser l'épuisement en plomb des résidus. Dans un grand nombre d'usines, on fait suivre le grillage d'une seule période de réaction longtemps prolongée, tandis que dans d'autres on répète plusieurs fois à de courts intervalles le grillage ou l'oxydation du sulfure de plomb des résidus et la réaction. Le grillage a lieu les portes de travail étant complètement ou partiellement ouvertes, tandis que la réaction est effectuée à une plus haute température et les portes étant fermées. Le refroidissement et l'épaississement des masses fluidifiées pendant la réaction sont obtenus par incorporation de chaux éteinte dans celles-ci. Plus on a mis de soin à conduire le premier grillage, plus est grande la quantité du plomb extrait directement.

La durée de l'opération est de 5 à 9 heures, suivant la nature des minerais, l'importance de la charge et le degré jusqu'auquel on veut épuiser les résidus. Le nombre et la durée des périodes de grillage et de réaction sont très variables. Dans quelques cas seulement, l'opération est limitée à une période de grillage et à une période de réaction. Ordinairement, on grille pendant plusieurs heures (2 à 3), puis, élevant la température, on laisse se produire la réaction : on épaissit ensuite avec de la chaux les masses fluidifiées, on grille pendant quelques instants en abaissant la température, on laisse ensuite se produire une nouvelle réaction et l'on continue ainsi jusqu'à ce qu'il ne s'écoule plus de plomb. Pour 100 kilogr. de minerai, on emploie 50 à 80 kilogr. de houille.

Le procédé anglais est usité en Angleterre (Flintshire, Shropshire, Derbyshire, Cornouailles) et en Espagne (Linarès, Cordoue).

A *Stiperstones (Shropshire)*¹, on charge, dans le four décrit précédemment et encore rouge de l'opération précédente, un peu plus d'une tonne (1066 kilogr.) de minerai. On grille ce dernier pendant 2 heures environ en élevant rapidement la température et le râblant et le retournant fréquemment. Pendant ce temps, les deux portes qui se trouvent vis-à-vis l'une de l'autre à côté des rampants sont seules ouvertes. Ce temps écoulé, on ouvre aussi de chaque côté une des portes suivantes, ainsi que l'ouverture de chauffe (la porte du foyer) et les registres, et pendant une demi-heure on laisse refroidir le minerai qui a été fortement chauffé. En outre, on désagrège le minerai agglutiné auprès du pont de chauffe et on le retourne. On ferme ensuite les portes de travail et partiellement les registres, et donnant un fort coup de feu on provoque la première réaction. La durée de cette période est de 55 à 60 minutes. Maintenant, on laisse de nouveau les masses se refroidir (ou se griller) en ouvrant les portes de travail et supprimant le chauffage. Les masses refroidies sont retournées. Le refroidissement et le tournage durent une demi-heure. Pendant ce temps, on fait écouler dans le bassin extérieur en fonte le plomb rassemblé dans le bassin intérieur. Le trou de coulée, après l'élimination du plomb, est bouché en dedans du four au moyen d'un tampon d'argile.

¹ *Berg- und Hüttenm. Zeitung*, 1863, p. 243, 251, 261 et 265.

En donnant ensuite pendant deux heures un fort coup de feu, les portes étant fermées, on provoque une deuxième réaction, que l'on fait suivre d'une période de refroidissement de 15 à 20 minutes. Les masses qui, malgré toutes les précautions prises lors de la réaction, se sont liquéfiées et rassemblées dans le bassin intérieur, sont épaissies avec de la chaux et reportées sur la sole. Tous les résidus sont rassemblés aussi près que possible du pont de chauffe, où on y incorpore du charbon. Maintenant, on chauffe encore fortement pendant un quart d'heure, les portes de travail étant fermées, afin d'extraire encore une partie du plomb des résidus. Ceux-ci sont ensuite retirés du four. La durée de l'opération est de 7 heures. La consommation en houille s'élève à 560 kilogr. pour 1066 kilogr. de minerai. Le nombre des ouvriers par four est de 2. La perte en plomb s'élèverait à 12 p. 100.

A *Holywell* (*Flintshire*), on travaille dans des fours offrant les mêmes dispositions et avec des charges égales. D'après *Percy*¹, on grille d'abord pendant 1 h. 1/2, les portes de travail étant ouvertes. On donne ensuite un fort coup de feu pendant deux heures, deux portes étant fermées et en brassant de temps en temps les masses, afin de faire agir l'oxyde et le sulfate de plomb sur le sulfure indécomposé et au bout de ce temps on favorise la réaction en chauffant les masses pendant 40 minutes, jusqu'à ce qu'elles soient en partie fondues. Ouvrant alors les portes de travail, on laisse les masses se refroidir (se griller) pendant 1/2 heure et on les râble. Les masses fondues qui se sont écoulées dans le bassin intérieur sont épaissies avec de la chaux et amenées dans le voisinage du pont de chauffe, où sont également rassemblées les autres matières restées sur la sole. On provoque alors une nouvelle période de réaction, qui dure 50 minutes environ, et dans les 20 dernières minutes de laquelle on élève la température de façon que les masses entrent en fusion. Cette période écoulée, on épaissit les résidus fluidifiés en y incorporant de la chaux et ensuite on les retire du four. Le plomb, comme à *Stiperstones*, est écoulé du bassin intérieur dans le bassin extérieur et, comme cela a aussi lieu à *Stiperstones*, il est purifié par perchage. Le traitement d'une charge dure 6 heures. La consommation de houille s'élève à 0,57-0,76 t. par tonne de minerai. Deux hommes sont nécessaires pour le service du four. La perte en plomb serait de 11 p. 100.

D'après les recherches de *Percy*², la teneur en plomb des minerais se répartit sur le sulfure, l'oxyde et le sulfate de plomb dans les différentes phases de l'opération, ainsi que sur les résidus, de la manière suivante :

Etat de combinaison du plomb	Teneur en plomb pour cent				Teneur en plomb des résidus pour cent
	Heures après le chargement des minerais dans le four				
	1 1/2	3 1/2	4 1/2	4 3/4	
PbS	63,82	53,32	24,76	4,35	0,90
PbO	27,23	31,49	43,12	47,50	48,87
PbSO ⁴	3,82	4,78	6,94	14,02	9,85
Plomb en totalité.	83,16	78,66	66,22	47,86	52,88

¹ *Metallurgy of Lead*, p. 232.

² *Ibid.*, p. 235.

A *Alport, dans le Devonshire*¹, le procédé anglais est appliqué avec de petites charges de 812 kilogr. dans des fours plus petits qu'à *Stiperstones* et à *Holywell*. Les minerais renferment 76 à 80 p. 100 de plomb. Ce dernier se trouve en partie sous forme de carbonate, ce qui abrège la période de grillage. L'opération est effectuée comme dans le *Flintshire*, seulement comme les minerais renferment de la baryte sulfatée on produit, en ajoutant du spath fluor, une scorie facilement fusible, qui se rassemble avec le plomb dans le bassin intérieur et qui est évacuée par un trou particulier, qui se trouve au-dessus du trou de coulée du plomb. Comme dans le *Flintshire*, on incorpore de la chaux dans les masses qui recouvrent la sole, afin de les épaissir. Les résidus, qu'il ne faut pas confondre avec la scorie facilement fusible, sont, lorsque l'opération est terminée, retirés du four par les portes de travail. Le traitement d'une charge dure 4 heures 1/2 à 5 heures. La perte en plomb s'élèverait à 10 p. 100.

On ne traite pour plomb dans des fours à cuve que les scories riches avec une teneur en plomb de 6 p. 100 au moins.

A *Snailbeach près Shrewsbury (Shropshire)*², l'opération est effectuée plus lentement, afin d'obtenir un rendement plus élevé en plomb. Les fours à réverbère ne possèdent que cinq portes de travail, 2 sur le côté antérieur et 3 sur le côté postérieur. Le bassin intérieur se trouve dans le voisinage du rampant du côté antérieur du four. Par suite de cette disposition, la charge peut être étendue dans le four et chauffée uniformément, et le plomb rassemblé dans le bassin est mieux préservé de l'action de la chaleur. La charge s'élève à 1066,8 kilogr. On grille d'abord les minerais pendant 2 heures en les retournant fréquemment ; le grillage est suivi d'une période de réaction, qui dure 15 minutes, après quoi, pendant 4 heures, on fait se succéder une série de grillages et de réactions, en donnant à chacune de ces opérations une durée de quinze minutes. Pour terminer, on produit encore une période de réaction de deux heures, en élevant la température et brassant continuellement les masses. On épaissit ensuite les résidus avec de la chaux et on les amène devant le pont de chauffe pour ressuer le plomb qu'ils renferment. Les résidus, qui forment 1/8 du poids de la charge et contiennent environ 40 p. 100 de plomb, sont fondus dans des fours à cuve bas, en vue de l'extraction de leur plomb.

La durée du traitement d'une charge est de 9 heures. Pour 16,8 tonnes de minerais, on consomme 10 tonnes de houille. Deux hommes sont nécessaires pour le service d'un four. La perte en plomb serait de 6 p. 100.

L'emploi du procédé anglais, à cause du grillage rapide, mais incomplet, de la haute température à laquelle on opère et des grandes pertes en plomb qui en résultent, ne peut pas être recommandé. Mais il peut l'être pour le traitement de minerais sans quartz et riches en plomb, si on lui fait subir des modifications, c'est-à-dire si on se sert de fours encore plus grands (voy. les fours de *Tarnowitz*, p. 273), si l'on grille aussi lentement que possible à basse température jusqu'à formation de 1 molécule de sulfate de plomb pour 2 molécules d'oxyde et 1 molécule de sulfure de plomb, si l'on n'élève pas la température de réaction jusqu'à la fusion des masses et si l'on ne pousse l'appauvrissement des résidus que jusqu'au point où il peut se faire sans perte de plomb, le reste de ce dernier devant en être extrait par fusion en fours à cuve avec des agents réducteurs.

¹ Percy, *Metallurgy of Lead*.

² *Id. Ibid.*

sation d'autres métaux et donne lieu à la production de cadmies. Suivant *Plattner*¹, la blende serait décomposée par les oxydes du fer et les silicates, et l'oxyde de zinc formé passerait dans la scorie. Mais cette réaction ne se produirait qu'incomplètement.

Comme l'oxyde de zinc est plus facile à scorifier que le sulfure, ce dernier doit autant que possible être transformé par le grillage en oxyde de zinc.

L'oxyde de zinc seul forme avec la silice un silicate infusible, mais il est facilement absorbé par des scories basiques de silicate de fer. Si la quantité de l'oxyde de zinc contenu dans ces scories n'est pas trop grande, celles-ci sont encore suffisamment fusibles pour se séparer facilement du plomb et éventuellement de la matte. Si la teneur en oxyde de zinc est plus grande, les scories deviennent difficilement fusibles et retiennent mécaniquement du plomb et de la matte plombeuse. (Le protoxyde de fer de la scorie peut jusqu'à un certain degré être remplacé par de la baryte et de la chaux.) Une portion assez grande de l'oxyde de zinc échappe à la scorification et est réduite en zinc métallique dans la partie la plus chaude du four. Ce métal se volatilise et pendant qu'il monte dans le four il est oxydé par l'acide carbonique (et la vapeur d'eau) et se dépose en partie sous forme de cadmies dans les régions les plus froides de la cuve, de sorte qu'au bout d'un temps relativement court le four se trouve rétréci au point qu'on est obligé de le mettre hors feu. Le zinc, qui ne s'est pas déposé dans le four sous forme de cadmies, sort de ce dernier avec les gaz du four et entraîne avec lui du plomb et de l'argent.

A cause de ces inconvénients, résultant d'une grande teneur en zinc des minerais, il est indispensable, avant la fonte de ceux-ci, de chercher à les dépouiller du zinc qu'ils renferment. Si cela n'est pas possible au moyen d'une préparation mécanique convenable, il faut éliminer le zinc des minerais grillés. Dans ce but, on peut transformer ce métal en sulfate et enlever celui-ci par lixiviation, soit en soumettant les minerais à un grillage sulfatisant et dissolvant ensuite le sulfate neutre avec de l'eau, le sulfate basique et l'oxyde de zinc avec de l'acide sulfurique, soit en grillant à mort les minerais et dissolvant l'oxyde de zinc par l'acide sulfurique ; on peut aussi griller à mort le sulfure de zinc et éliminer l'oxyde par d'autres dissolvants, ou bien encore réduire et volatiliser le zinc avec une partie du plomb (procédé Bartlett).

Les *combinaisons de l'arsenic*, dès qu'elles se trouvent en grandes quantités, donnent lieu, lors de la fusion, à la formation de *speiss*, dans lesquels passent, outre le fer, du cuivre, de l'argent et une partie du plomb. Les métaux en question ne peuvent être extraits des *speiss* que difficilement et incomplètement. Une partie de l'arsenic, pendant la fusion, se volatilise, et provoque aussi la volatilisation d'une certaine quantité de plomb et d'argent. L'arsenic doit donc être éliminé des minerais par le grillage aussi complètement que possible. De petites quantités d'arsenic passent aussi dans le plomb.

L'*antimoine* a moins de tendance à former des *speiss* qu'à passer dans le plomb, qui se mélange par fusion dans les proportions les plus différentes avec l'antimoine. Ce dernier est en partie volatilisé lors de la fusion et il entraîne avec lui du plomb et de l'argent. Si on n'a pas l'intention de préparer du plomb antimonial, il faut donc, par grillage, éliminer autant que possible l'antimoine des minerais, parce que ce métal, même en faibles quantités, exerce une action nuisible sur la mollesse du plomb.

¹ *Berg- und Hüttenm. Zeitung*, 1854, p. 81.

Le *cuivre*, si lors de la fusion il ne se trouve pas de soufre pour se combiner avec lui, passe dans le plomb, duquel il doit être éliminé par des procédés d'épuration particuliers.

Si les minerais le contiennent en quantités extractibles, on modifie le procédé de grillage et réduction : en grillant plus faiblement les minerais, on y laisse une partie du soufre et lors de la fusion on fait ainsi passer le cuivre dans une matte, dans laquelle se rassemblent en même temps une partie du sulfure de plomb et, s'il y en a, une partie du sulfure d'argent, ainsi que d'autres sulfures métalliques. De cette matte, on extrait par des opérations particulières de grillage et de réduction le plomb et le cuivre, opérations dans lesquelles l'argent passe partie dans le cuivre, partie dans le plomb.

La méthode par grillage et réduction fournit un plomb moins pur que le travail par grillage et réaction, parce que dans le traitement par cette méthode, les oxydes métalliques étrangers sont partiellement réduits en métaux, qui passent dans le plomb.

1. — Grillage des minerais.

Les minerais sont grillés soit à l'état pulvérulent, soit en morceaux. Le grillage des minerais en morceaux, qui autrefois était fréquemment en usage, n'est plus actuellement pratiqué que dans des circonstances particulières.

Lors du *grillage d'un mélange sous forme de schlich de galène* avec de la pyrite, du cuivre pyriteux, de la blende, du quartz, du fer spathique et des terres, mélange qui constitue ordinairement la matière première soumise au traitement par grillage et réduction, le soufre des sulfures métalliques, l'opération étant faite à la température convenable, est transformé en acide sulfureux et les métaux des sulfures sont oxydés. Une partie de l'acide sulfureux se convertit en acide sulfurique et forme des sulfates avec les oxydes métalliques. La chaleur devenant plus intense, les sulfates du fer, du cuivre, ainsi qu'une partie du sulfate de zinc et ensuite le sulfate d'argent sont successivement décomposés. Le sulfate de zinc ne perd qu'une portion de son acide sulfurique et se transforme en sulfate basique, qui ne se décompose qu'au rouge blanc en oxyde de zinc et anhydride sulfurique ou acide sulfureux et oxygène. Les sulfates du fer et du cuivre sont dédoublés en oxydes et anhydride sulfurique ou acide sulfureux et oxygène, le sulfate d'argent en argent, acide sulfureux et oxygène. En général, le sulfate de plomb ne se décompose pas, parce qu'il ne perd la plus grande partie de son acide sulfurique qu'à une très haute température (température de fusion du fer). Les antimonies et les arsénies métalliques perdent une partie de leur antimoine et de leur arsenic sous la forme d'acides antimonieux et arsénieux, tandis que d'un autre côté il se forme de plus grandes quantités d'antimoniates et d'arsénates, qui ne subissent pas de décomposition ultérieure. Le fer spathique est converti en oxyde salin de fer, le carbonate de calcium partiellement en sulfate de calcium, tandis que la baryte sulfatée demeure inaltérée.

Si des circonstances particulières ne s'y opposent pas, le sulfate de plomb formé lors du grillage est converti, à la fin de celui-ci, en silicate de plomb, par addition de quartz — dans le cas où les minerais ne contiendraient pas de silice — et élévation de la température jusqu'à fusion des masses ; l'acide sulfurique du sulfate est ainsi expulsé par l'acide silicique, qui prend la place du

premier. En présence de spath calcaire dans les minerais ou de sulfates de calcium et de baryum dans la masse grillée, il peut aussi se former du silicate de calcium ou du silicate de baryum, tandis que lors de la présence de spath calcaire dans les minerais ou d'oxyde salin de fer dans la masse grillée il se produit du silicate de fer. Par ce grillage et cette fusion combinés, que l'on désigne sous le nom de *grillage scorifiant* (*Schlackenröstung*), on obtient un mélange fondu d'oxydes et de silicates. Si les minerais renferment de la blende, on ajoute aussi des corps contenant du peroxyde de fer, qui avec l'oxyde de zinc et l'oxyde de plomb fondent en une scorie.

Si l'on veut extraire le *cuivre* contenu dans les minerais, on laisse dans ces derniers une quantité de soufre suffisante pour combiner ce métal lors de la fusion au four à cuve. Dans ce cas, on évite la transformation du sulfate de plomb en silicate, c'est-à-dire la fusion de la masse à la fin du grillage et on ne laisse se produire qu'une agglomération des minerais, afin d'éviter les inconvénients de la fusion de minerais pulvérulents dans les fours à cuve. De même, lorsque les minerais offrent une teneur en *argent* élevée, on évite leur fusion, afin de restreindre la volatilisation de ce métal. A la fin du grillage, on les laisse seulement s'agglomérer ou même dans quelques cas assez rares on les laisse à l'état pulvérulent. Lorsqu'on conserve aux minerais la forme pulvérulente, des poussières de ces derniers sont facilement entraînées par les gaz. En outre, comme on l'a déjà dit, la poudre est plus difficile à fondre dans les fours à cuve que les minerais en morceaux. Le mode de grillage dans lequel les minerais sont agglomérés est appelé *grillage agglomérant* (*Sinterröstung*), celui dans lequel ils restent à l'état pulvérulent porte le nom de *grillage en poussière* (*Staubröstung*).

Le grillage scorifiant et le grillage agglomérant sont toujours effectués en fours à réverbère, tandis que le grillage en poussière peut être pratiqué en fours à réverbère, en fours à cuve et en fours à moufles.

Dans le grillage des minerais de plomb *en morceaux*, on ne peut ni éliminer complètement le soufre, ni décomposer le sulfate de plomb. C'est pour cela que toujours le minerai grillé contient encore des sulfures métalliques indécomposés et des sulfates, outre les oxydes des métaux qui étaient combinés au soufre. Ce mode de grillage n'est employé que pour les minerais relativement pauvres en plomb, mais riches en pyrite, ainsi que pour ceux qui sont en même temps riches en pyrite et en blende. Il est effectué en tas, en stalles et en fours à cuve.

Dispositifs de grillage.

Les dispositifs en usage pour le grillage sont les tas, les stalles, les fours à cuve, les fours à flamme à sole ou fours à réverbère proprement dits et les fours à moufles.

On emploiera presque exclusivement des *fours à flamme à sole*. Ceux-ci permettent un grillage rapide et complet de la galène, ainsi qu'une décomposition du sulfate de plomb par l'acide silicique, qui, ainsi qu'on l'a dit, suppose une fusion des masses grillées. Ils permettent aussi d'atténuer l'action nuisible des gaz du grillage, en dirigeant ceux-ci dans une haute cheminée. Mais ils ont cet inconvénient que ces gaz, par suite de leur mélange avec ceux de la combustion et de leur grande dilution par ces derniers, par l'air et l'azote ne peuvent pas être traités pour acide sulfurique. Toutefois, cet inconvénient ne se présente que lorsque les minerais contiennent de grandes quantités de pyrite, parce que

les gaz fournis par la galène seule, même en se servant pour le grillage de dispositifs mieux appropriés, sont trop pauvres en acide sulfureux pour être traités avantageusement pour acide sulfurique. C'est pour cela que, lorsqu'on a affaire à des minerais de plomb pyriteux, on fait précéder le grillage en fours à réverbère d'un grillage en fours à cuve, afin de pouvoir utiliser pour la fabrication de l'acide sulfurique, l'acide sulfureux dégagé dans ces derniers.

Le grillage en *tas* et en *stalles*, dont les avantages et les inconvénients ont déjà été exposés à propos du grillage des minerais de cuivre (voy. p. 23), n'est plus employé qu'exceptionnellement pour les minerais pyriteux pauvres en plomb, pour les minerais pyriteux pauvres en plomb et en même temps blendeux, ainsi que pour le grillage complémentaire de minerais en morceaux déjà grillés en fours à cuve. Autrefois il était aussi employé pour le grillage des minerais de plomb contenant du cuivre pyriteux et du cuivre gris, qui ne devaient être grillés que jusqu'à un certain degré.

A cause de ses inconvénients : longue durée, élimination incomplète du soufre et gêne du voisinage des cours de grillage par les gaz dégagés, le grillage en *tas* et en *stalles* a été remplacé par le grillage en fours à réverbère, et il n'est plus usité que pour les minerais pauvres en plomb, dont le traitement en fours à réverbère serait trop coûteux, ainsi que pour les grillages complémentaires de minerais pyriteux pauvres en plomb, qui ont été préalablement traités en fours à cuve.

Le grillage en *fours à cuve* n'est usité que lorsque la galène est mélangée avec de la pyrite, ainsi qu'avec du cuivre pyriteux et de la blende, et en quantités telles que les gaz dégagés puissent être traités avec avantage pour acide sulfurique. Le grillage de la galène dans ces fours est cependant incomplet. C'est pour cela qu'on est obligé de faire suivre le grillage en fours à cuve d'un grillage complémentaire en *tas* ou en *stalles*, lorsqu'il s'agit de minerais en morceaux, et en fours à réverbère, s'il s'agit de minerais menus.

Les *fours à mouffles* ne sont qu'exceptionnellement employés pour les minerais de plomb pyriteux sous forme de schlichs, qui, s'agglomérant trop fortement, ne se laissent pas bien griller en fours à cuve ; on ne s'en sert guère que dans les cas où les gaz dégagés doivent servir à la préparation d'acide sulfurique. Une décomposition du sulfate de plomb par l'acide silicique n'est pas possible dans ces fours.

Grillage en tas.

On ne soumet au grillage en *tas* que les minerais en morceaux. On peut employer comme couverture une certaine quantité de schlichs. Si ceux-ci doivent être soumis en grandes quantités au grillage en *tas*, il faut les mouler en morceaux, après les avoir mélangés avec de la chaux ou une lessive vitriolique.

Le but du grillage en *tas* n'est pas ordinairement atteint par un seul feu. L'opération doit habituellement être répétée plusieurs fois.

Le grillage en *tas* est employé avec avantage au Harz Supérieur, dans les usines dites *Herzog Juliusütte*, près *Astfeld* et *Frau Sophienhütte*, près *Langelshelm*, où on grille plusieurs fois (3) de cette façon des minerais du Ram-melsberg, pauvres en plomb, contenant de la pyrite, de la blende et de la baryte sulfatée et dont le traitement en fours à réverbère serait trop coûteux. Par le grillage, le sulfure de zinc doit être autant que possible transformé en sulfate

neutre, qui doit ensuite être éliminé des masses grillées par lixiviation avec de l'eau. (Le sulfate de zinc basique ne se dissout que dans les acides.) Au premier feu, une partie du soufre est aussi retirée de la pyrite.

Les minerais présentent la composition suivante, pour 100 parties :

Galène	2-12
Blende	27,5-30
Cuivre pyriteux	1-1,69
Pyrite	11-16
Terres	44-47

Les terres se composent principalement de baryte sulfatée.

La teneur moyenne en soufre et métaux des minerais traités dans ces dernières années est à peu près la suivante :

Soufre	16-18	p. 100
Argent	0,014-0,015	»
Cuivre	0,45-0,55	»
Plomb	9,98-10,5	»
Zinc	18-19,5	»
Fer	5-7	»

Les minerais reçoivent trois feux. Le menu obtenu dans les différents feux est riche en sulfate de zinc. C'est pour cela qu'avant la fusion il est dépouillé du sulfate de zinc neutre par lixiviation avec de l'eau. La lessive est traitée partie pour sulfate de zinc cristallisé, partie pour sulfate calciné.

Les aires sur lesquelles sont établis les tas de grillage se composent d'une couche d'argile pilonnée épaisse de 0^m,30, sur laquelle est étendue une couche de minerai menu épaisse de 0^m,10. Les tas sont formés de 300 à 500 tonnes de minerais. On les élève sur un lit de bois carré de 10 à 12 mètres de côté, formé de bûches (40 à 50 mètres cubes) et de branchages et d'une hauteur 40 à 50 centimètres. Dans ce lit, on ménage des canaux pour le passage de l'air. On charge d'abord sur le lit les morceaux de minerais les plus gros qui composent la masse principale du tas, on dispose par-dessus des minerais de la grosseur du poing, puis les minerais de la grosseur d'un œuf, ensuite ceux de la grosseur d'un pois ou d'une noix ou grenailles, et enfin, s'il y en a, les minerais de grain encore plus fin ou schlichs. Le tas tout entier est recouvert avec du menu grillé du premier feu, que l'on a séparé par tamisage du reste de la masse. On lui donne la forme d'une pyramide tronquée à section horizontale carrée, dont les côtés ont inférieurement 11 à 12 mètres de longueur, et supérieurement 3^m,80.

La forme du tas, avec son lit de bois, est mise en évidence par les figures 210 et 211. *r* est le lit de bois, *D* la couverture. Les cavités hémisphériques pratiquées dans celle-ci à la partie supérieure du tas sont destinées à recueillir le soufre qui se dégage de la pyrite.

Le tas étant achevé, on l'allume du côté opposé au vent. Comme l'air ne peut arriver à sa partie inférieure que par les canaux ménagés dans le lit de bois, il est dans cette partie dépouillé de la presque totalité de son oxygène, de sorte que les gaz chauds qui montent dans la partie supérieure consistent principalement en azote et acide sulfureux. Ces gaz expulsent de la pyrite dans la région supérieure une certaine quantité de soufre, qui se condense à l'état liquide à la surface du tas et se rassemble dans les cavités hémisphériques de la couverture,

où on le puise de temps en temps ; ces cavités, qui sont faites à l'aide d'un cylindre en plomb arrondi à une de ses extrémités et garnies intérieurement de schlich de pyrite ou de minerai menu, ont 20 centimètres en profondeur et en largeur. Le premier soufre apparaît 14 jours après l'allumage des tas.

Le premier grillage dure 6 à 7 mois. Il est suivi d'un deuxième et d'un troisième grillage dans des halles munies d'un toit. Par le grillage dans les halles, on évite la lixiviation du sulfate de zinc et l'extinction des tas, maintenant beau-

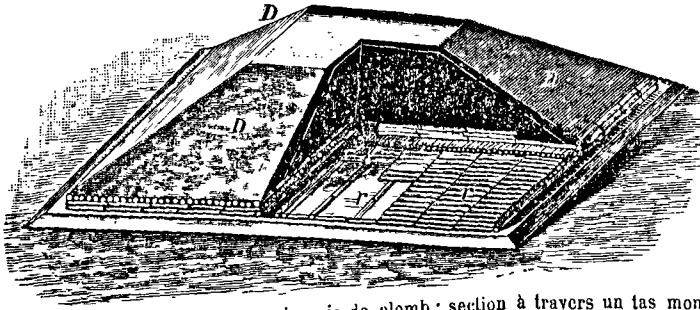


Fig. 210. — Grillage en tas des minerais de plomb ; section à travers un tas montrant la disposition du lit de bois.

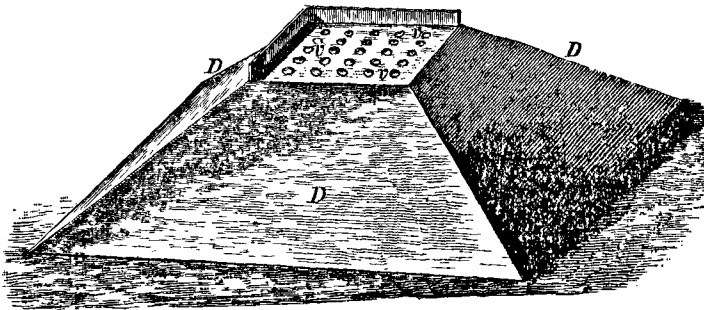


Fig. 211. — Grillage en tas des minerais de plomb ; tas achevé dont la surface supérieure est munie de cavités pour recueillir le soufre.

coup plus pauvres en soufre, par la pluie, la neige, etc. On donne aux tas une section horizontale rectangulaire et des dimensions telles qu'ils contiennent plus de 500 tonnes. Comme ils sont pauvres en soufre, on ne les couvre pas.

Après le premier feu, les morceaux sont séparés du menu par tamisage et cassés, afin qu'ils offrent pour le second feu de nouvelles surfaces. (Le menu obtenu est employé à couvrir un nouveau tas de premier feu ou il est lessivé.) On procède de la même manière après le second feu. Après le troisième feu, on sépare également par tamisage le minerai complètement grillé d'avec le menu. Le second grillage dure 6 à 8 semaines, le troisième 4 à 6.

Le menu des différents feux contient de grandes quantités de sulfate de zinc neutre. Par lixiviation avec de l'eau, on le dépouille du sulfate de zinc (on admettant que le menu du premier feu n'ait pas été employé comme couverture de tas de premier feu) et, après dessiccation préalable en four à réverbère, on le

fond dans des fours à cuve avec les minerais grillés en morceaux, de troisième feu, qui ne contiennent plus que 4 à 5 p. 100 de soufre.

Des analyses du menu grillé ont donné les résultats suivants :

Argent.	0,015 p. 100
Bioxyde de cuivre	1,340 »
Oxyde de plomb	14,440 »
Oxyde de zinc	19,120 »
Peroxyde de fer	22,950 »
Acide sulfurique.	15,950 »
Soufre	0,600 »
Résidu insoluble.	17,080 »
Terres alcalines, acide carbo- nique, eau, traces de man- ganèse	8,505 »

Une analyse de minerais en morceaux grillés a donné :

Argent.	0,013 p. 100 .
Bioxyde de cuivre	0,930 »
Oxyde de plomb	10,020 »
Oxyde de zinc	28,140 »
Peroxyde de fer	13,640 »
Acide sulfurique	16,620 »
Soufre.	0,170 »
Baryte sulfatée.	24,660 »
Terres.	5,807 »

La lixiviation du menu grillé est effectuée actuellement dans des tambours rotatifs établis horizontalement et mus par une force mécanique ; ces tambours, qui sont cylindriques, ont 1^m,20 de longueur et 1^m de diamètre ; leur périphérie est en tôle et leurs fonds en fonte. Ils contiennent environ 1 à 1,25 t. de minerai. On lessive 3 ou 4 fois, les premières fois avec des lessives faibles des dernières lixiviations, la dernière fois avec de l'eau bouillante. La première (50° B.) et la seconde lessive (20° B.), qui mélangées ont 30° B. de densité, sont chauffées pendant 24 heures à 80-90° dans des chaudières en plomb établies sur des plaques de fonte et ensuite abandonnées à elles-mêmes pendant 4 à 6 jours. Sous l'influence de ce traitement, le fer est séparé à l'état de sel basique. Il se précipite aussi du sulfate de calcium et d'autres corps peu solubles. La lessive est maintenant concentrée dans des chaudières évaporatoires à 50° B. et ensuite écoulee dans des bacs refroidisseurs, où on laisse cristalliser le sulfate de zinc pendant 5 à 6 jours.

Pour le grillage complet de 100 tonnes de minerai brut, on emploie 13,9 mètres cubes de bûches et 212 fagots.

Le *grillage en stalles*, comme le grillage en tas, n'est actuellement que rarement employé. Il sert aussi pour le grillage complémentaire de minerais en morceaux déjà grillés en fours à cuve.

La stalle de Wellner sans lit de grillage, employée à Freiberg, a déjà été décrite p. 38.

A *Fahlun*, dans des stalles ordinaires de 4 à 5^m de longueur, de 3 à 3^m,5 de largeur et de 1 à 2^m de hauteur, on grillait par quantités de 78 tonnes, en 3 ou 4

semaines, des galènes mélangées avec de la pyrite et du cuivre pyriteux et tenant 6 à 10 p. 100 de plomb. Afin de décomposer le sulfate de zinc, on mélangeait du charbon avec le minerai. Pour 78 tonnes de minerai, on employait 8,5 mètres cubes de bois.

Grillage en fours à cuve.

Les fours à cuve ne sont employés que lorsque les gaz du grillage de minerais de plomb pyriteux ou de minerais en même temps pyriteux et blendeux doivent être utilisés pour la fabrication de l'acide sulfurique ou rendus inoffensifs. Les minerais dont il s'agit ne doivent pas être trop riches en plomb, parce que autrement ils s'agglutinent facilement.

Pour les minerais en morceaux, on emploie des kilns. Les brûleurs à pyrites sont moins convenables, parce que, à cause de leur faible hauteur, la colonne de charge est trop basse et la température n'étant pas, par suite de cela, suffisamment élevée, le grillage se fait très incomplètement.

Pour les minerais sous forme pulvérulente, on se sert de fours à cascades. Les fours à tablettes ne sont nulle part employés pour le grillage des minerais de plomb.

Le grillage des minerais en question dans des fours à cuve n'exige pas de combustible, parce que la température nécessaire pour le grillage est entretenue par la combustion du soufre, mais il entraîne une grande dépense de main-d'œuvre et a en outre l'inconvénient particulier d'être incomplet, de sorte qu'il doit être suivi d'un grillage complémentaire en tas ou en stalles pour les minerais en morceaux et au four à réverbère pour les minerais pulvérulents.

Le grillage des minerais pyriteux en morceaux dans des *kilns* est usité à Oker et à Freiberg.

À Oker, les minerais, dits mixtes, qui renferment dans 100 parties : 11 parties de galène, 15 de cuivre pyriteux, 28 de blende, 25 de pyrite, 14 de baryte sulfatée et 7 d'autres gangues, sont, après avoir été concassés dans des broyeurs en morceaux de 6^{cm} de côté, grillés dans des kilns jusqu'à réduction de leur teneur en soufre à 10-12 p. 100. La disposition des kilns a déjà été décrite p. 46. En 24 heures, on passe dans un kiln 1,8 à 2 tonnes de minerai.

Les minerais grillés sont soumis par quantités de 150 à 200 tonnes à deux grillages en tas, qui abaissent la teneur en soufre à 6-7 p. 100. Le premier feu dure 4 semaines, le second 3.

À Freiberg, on grille également dans des kilns des minerais de plomb pyriteux. La disposition des kilns de Freiberg a été décrite p. 45. On y passe en 24 heures 1,5 t. de minerai. Les minerais grillés, mélangés avec d'autres minerais, sont soumis à un nouveau grillage en fours à réverbère.

Le grillage des *schlichs* dans des fours *Gerstenhöfer* est usité à Freiberg. Ces fours ont déjà été décrits et représentés par des figures (voyez p. 48). Les minerais avec une teneur en plomb supérieure à 20 p. 100 ne peuvent être grillés que difficilement dans des fours à cascades, à cause de l'agglomération que la chaleur leur fait subir.

Les fours *Gerstenhöfer* employés à Freiberg ont 3^m,75 de hauteur, 1^m,40 de longueur et de largeur et sont munis de 15 séries de barreaux formées alternativement de 6 et de 7 de ces derniers. Dans ces fours, on grille, jusqu'à réduction à 6-7 p. 100 de la teneur en soufre, des minerais avec 18 p. 100 de galène, 60 p. 100 de pyrite et 22 p. 100 de gangues, et on les soumet ensuite à un nou-

veau grillage dans des fours à réverbère. Afin d'éviter une agglomération des minerais à griller, on mélange ceux-ci avec la moitié du minerai déjà grillé.

En 24 heures, on passe dans un four 1,200 t. de minerais.

Parmi les *fours à mouffles*, on emploie à *Oker* pour le grillage des schlichs de minerais mixtes celui de Hasenclever décrit précédemment (p. 73). Comme on l'a déjà dit, ces minerais se composent de 41 p. 100 de galène, de 15 p. 100 de cuivre pyriteux, de 28 p. 100 de blende, de 25 p. 100 de pyrite, de 14 p. 100 de baryte sulfatée et de 7 p. 100 d'autres gangues.

Grillage en fours à flamme.

Les fours à flamme en usage pour le grillage des minerais de plomb sont des *fours à flamme à sole* ou fours à réverbère proprement dits.

Les fours à flamme à cuve n'ont pas encore jusqu'à présent été employés pour le grillage des minerais de plomb. Le *four Stetefeldt*, qui appartient à cette catégorie, convient surtout pour le grillage chlorurant des minerais d'argent, mais pour le grillage oxydant de minerais de plomb il serait moins convenable, parce que la chute des particules de minerai est trop rapide pour que le grillage puisse être complet.

Les fours à flamme à sole avec laboratoire *fixe* doivent être préférés aux fours à laboratoire *mobile*. Ces derniers ne permettent que le grillage en poussière et, lorsqu'on veut obtenir un grillage agglomérant ou un grillage scorifiant, il faut les mettre en communication avec un laboratoire fixe ou bien pratiquer un grillage complémentaire dans des fours à réverbère conduits séparément. Ils ne sont employés que dans un très-petit nombre de localités où la main-d'œuvre est à un prix élevé. Dans d'autres localités (en Angleterre), ils ont été abandonnés, à cause des mauvais résultats qu'ils y ont donnés.

Les fours à réverbère de grillage sont mis en communication avec un système de grandes chambres à fumées pour recueillir les corps métalliques entrainés et volatilisés. Ces chambres ont une importance toute particulière lors du grillage scorifiant, dans lequel, par suite de la haute température qui règne dans le voisinage du pont de chauffe, il peut facilement se produire une volatilisation de plomb, qui est séparé par l'action de l'oxyde et du sulfate de plomb sur le sulfure.

On distingue les fours à réverbère avec sole fixe en fours à travail manuel et fours à travail mécanique. Ces derniers ne sont employés que rarement et seulement lorsque la main-d'œuvre est très-chère, et ils doivent être mis en communication avec des fours à réverbère de fusion, si l'on veut produire un grillage agglomérant ou un grillage scorifiant.

Les *fours à réverbère à travail manuel* se distinguent à leur tour en fours à travail intermittent et fours à travail continu ou fours à pelletage continu.

Dans les premiers, la quantité de minerai à griller est chargée en une seule fois et, l'opération terminée, elle est retirée du four également en une seule fois. Dans les seconds, qui possèdent une sole très-longue, le minerai est chargé sur la partie la plus froide de celle-ci (dans le voisinage du rampant), et de là, à des intervalles déterminés, il est poussé peu à peu vers la partie la plus chaude de la sole, où il est retiré du four lorsque le grillage est achevé.

Actuellement, on emploie presque exclusivement des *fours à pelletage continu*. Les fours à travail intermittent ont partout été abandonnés à cause de la grande

dépense en combustible et en main-d'œuvre qu'ils entraînent, aussi n'en dirons-nous rien de plus.

Comme pour le grillage des minerais de cuivre, on emploie presque toujours pour celui des minerais de plomb des *fours à pelletage continu avec une seule sole et des portes de travail sur les deux côtés longs*. On ne devrait se servir de fours avec deux soles superposées que dans les cas de nécessité absolue, comme lorsque le terrain est à un prix élevé ou qu'on manque d'espace, parce que le travail est difficile et imparfait sur la sole supérieure et qu'on est obligé de suspendre le travail dans tout le four lorsqu'une sole a besoin de réparation.

Lorsque le grillage doit être scorifiant, c'est-à-dire lorsqu'on doit à la fin de l'opération provoquer la fusion des masses grillées, la sole se termine en avant du pont de chauffe en un bassin pour la réception des masses fondues ou bien elle conserve sa forme plane et est mise en communication, par un canal vertical ou incliné, avec un four à réverbère de fusion, dont les gaz émanant du foyer de celui-ci pénètrent, après avoir traversé son laboratoire, dans le four de grillage et s'échappent à l'extrémité de ce dernier par le rampant. En Europe, le four de grillage se termine devant le pont de chauffe par un bassin, tandis qu'en Amérique, dans la plupart des usines de l'ouest, la sole de grillage est mise en communication avec un four à réverbère de fusion particulier. La dernière disposition, qui a été employée pour la première fois dans les usines de l'Etat de Colorado, mérite d'être préférée à la première, car elle permet de maintenir sur toute la sole le minerai à l'état pulvérulent ; la masse peut alors être facilement brassée et par suite grillée complètement. Il ne se produit une élévation subite de la température, entraînant une fusion des masses, que sur la sole du four de fusion. Dans les fours de grillage avec bassin devant le pont de chauffe, les masses grillées se sont déjà ramollies et sont ensuite devenues pâteuses dans le chemin qu'elles parcourent avant d'arriver au bassin (devant la troisième ou la quatrième porte de travail avant ce dernier), de sorte qu'elles ne se laissent que difficilement râbler et leur grillage est imparfait. Pour éviter cet inconvénient, on cherche à concentrer la chaleur dans le bassin, en accumulant les masses devant lui et ensuite les fondant. Le minerai fondu est retiré du bassin ou du four à réverbère de fusion par un trou de coulée. Ce n'est que lorsqu'il est épais ou pâteux qu'on l'extrait par les portes de travail.

Le chargement des minerais dans le four doit toujours être effectué par une ouverture ménagée dans la voûte.

On donne à la sole (avec bassin, mais sans four à réverbère de fusion) une longueur de 12 à 19 mètres, suivant la teneur en soufre des minerais. Avec de la galène pure, exempte de pyrite, une longueur de 12 à 13 mètres est suffisante ; avec les minerais pyriteux pauvres en plomb, on va jusqu'à 18 ou 19 mètres, parce que la pyrite joue le rôle de combustible. Une plus grande longueur est sans but et ne fait qu'augmenter les frais d'établissement du four et la main-d'œuvre, sans améliorer le résultat du grillage.

La largeur de la sole doit être aussi grande que possible, le rendement du four augmentant avec elle. Cette largeur, tout en étant aussi grande que possible, doit cependant être telle que l'on puisse encore brasser commodément et convenablement le minerai contenu dans le four. Elle ne devrait pas avoir moins de 3 mètres, ni plus de 4^m,88. Aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord, la largeur intérieure de la sole oscille entre 4^m,20 et 4^m,88.

La hauteur de la voûte du laboratoire est ordinairement de 0^m,40 à 0^m,60. Afin

d'utiliser la chaleur autant que possible, on construit la voûte avec une légère inclinaison vers le rampant, ou bien à partir de ce dernier et jusqu'au pont de chauffe on donne à la sole une certaine pente qui se continue sans interruption dans toute sa longueur ou qui est divisée en sections (3 à 4 de 762^{mm} de hauteur) ; la figure 49, p. 65, représente un four américain dont la sole offre cette dernière disposition. La sole se compose de briques ordinaires, excepté dans le voisinage du pont de chauffe, où elle doit être formée de briques réfractaires, qu'il est bon aussi d'employer dans la confection du bassin destiné à recevoir les masses liquides, ainsi que de la sole du four à réverbère de fusion.

Comme le four est refroidi par les ouvertures de travail qui se trouvent sur chacun de ses longs côtés, il ne faut pas l'en munir d'un trop grand nombre. Il doit y avoir entre ces ouvertures une distance telle que les minerais puissent encore être pelletés commodément (pas moins de 1^m,83 et pas plus de 2^m,44). Les saillies de la maçonnerie entre les ouvertures de travail doivent être aussi faibles que possible. Ces dernières peuvent être fermées au moyen de portes en tôle ou en fonte.

La quantité des minerais, que l'on peut griller en 24 heures dans un four à pelletage continu, dépend de la nature des substances étrangères contenues dans le minerai, de la grandeur du four et de l'espèce du grillage — grillage en poussière, grillage agglomérant ou grillage scorifiant. Les minerais pyriteux se laissent griller plus rapidement que les minerais blendeux. En général, la quantité passée en 24 heures oscille entre 4 et 15 tonnes. La consommation de combustible varie de 15 à 30 p. 100 du poids des minerais, suivant la nature de ceux-ci et du grillage, ainsi que suivant l'espèce de la houille. En grande moyenne, on peut admettre qu'elle est égale à 25 p. 100 du poids du minerai. Le nombre des ouvriers nécessaires pour le service d'un four de grillage oscille entre 2 et 6, suivant la nature des minerais et l'espèce du grillage. Il faut moins d'hommes pour le grillage en poussière que pour le grillage scorifiant. Ordinairement, un four de moyenne grandeur, avec des minerais de bonne qualité, est pourvu de 3 ouvriers pour la journée (8 heures).

La teneur en plomb des minerais que l'on soumet au grillage en fours à réverbère oscille dans des limites assez larges. Tandis qu'en Europe elle est assez élevée et qu'elle ne descend pas au-dessous de 50 p. 100, on grille en Amérique dans des fours à réverbère des minerais de plomb argentifères dont la teneur en plomb descend jusqu'à 9 p. 100. Dans ce cas, le plomb sert pour l'extraction de l'argent de minerais argentifères.

Les figures 212 à 214 représentent un four à pelletage continu avec sole plane, sans bassin devant le pont de chauffe. Ce four est employé à *Przibram*, en *Bohême*, pour le grillage de minerais de plomb blendeux.

E est le laboratoire ; F le foyer, *f* le pont de chauffe creux refroidi par l'air ou par de l'eau. H est la sole, longue de 14^m,60 et large de 2^m,50. Par l'ouverture *a*, pratiquée dans le voisinage du rampant et que l'on peut fermer, les minerais sont introduits dans le laboratoire et amenés peu à peu jusqu'au pont de chauffe. De là, on les retire par les dernières portes de travail ou bien on les fait tomber par les canaux verticaux *d*, *d* dans la cave *e*, qui se trouve au-dessous de la sole ; *m*, *m* sont les portes de travail. Les gaz du foyer traversent le laboratoire dans toute sa longueur, puis passent, par le rampant *z*, dans deux canaux *b*, *b* établis au-dessus de la voûte du laboratoire et du foyer et se rendent ensuite dans la cheminée par les conduites *c*, *c*. A mesure que le

minerai grillé est enlevé du laboratoire (1 tonne toutes les 6 heures), on pousse vers le pont de chauffe les masses qui se trouvent devant les différentes portes de travail et on amène une nouvelle charge de minerai cru devant les deux premières portes.

Dans un pareil four, il y a en même temps 7 charges de chacune 1 tonne, soit 7 tonnes de minerai contenant 51 à 58 p. 100 de galène et 8 à 11 p. 100 de

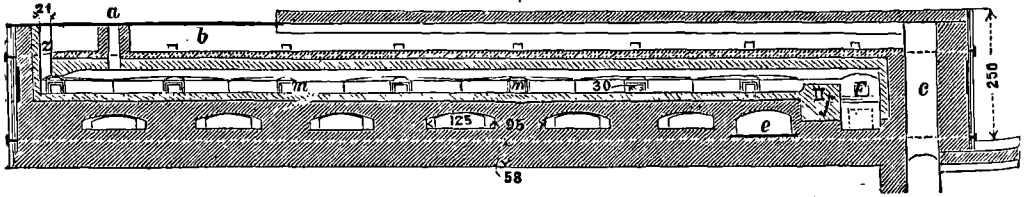


Fig. 212. — Four à pelletage continu de Przibram ; coupe longitudinale.

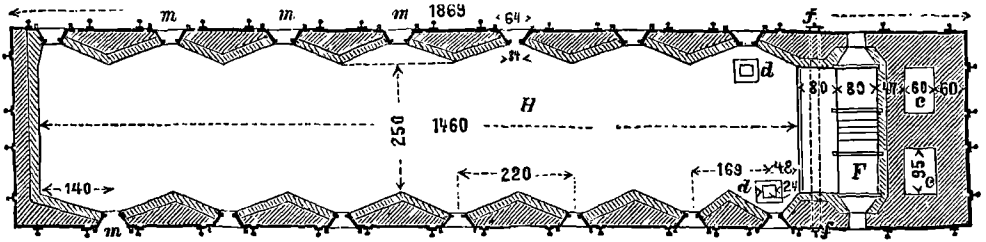


Fig. 213. — Four à pelletage continu de Przibram ; coupe horizontale.

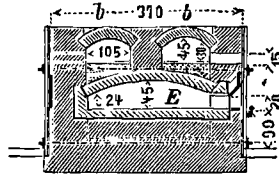


Fig. 214. — Four à pelletage continu de Przibram ; coupe transversale.

blende, ainsi que 12 à 14 p. 100 d'acide silicique ; le grillage est poussé jusqu'à réduction de la teneur en soufre à 1 p. 100. Toutes les 6 heures, on retire une charge (de 1 tonne) de minerai grillé, de sorte que 4 tonnes de minerai sont grillées en 24 heures. Comme combustible, on emploie un mélange de houille et de lignite, et de ce mélange on consomme 35 à 38 kilogr. pour 100 kilogr. de minerai.

Les figures 215 à 217 représentent un four de grillage avec bassin devant le pont de chauffe, comme celui qui est en activité dans l'usine dite *Muldener Hütte, près Freiberg*.

A est le laboratoire, *f* le pont de chauffe creux, refroidi par l'air ; *H* est la sole, longue de 13^m,11 et large de 3^m,25 ; elle repose sur des plaques de fonte, afin d'empêcher l'infiltration des masses fondues. La grille est séparée, au moyen du mur *p*, creux et refroidi par l'air, en deux sections qui peuvent

être chauffées indépendamment l'une de l'autre. L'air pénètre dans le mur creux *p* (fig. 217) par sa partie inférieure en *w* et il en sort, par les ouvertures

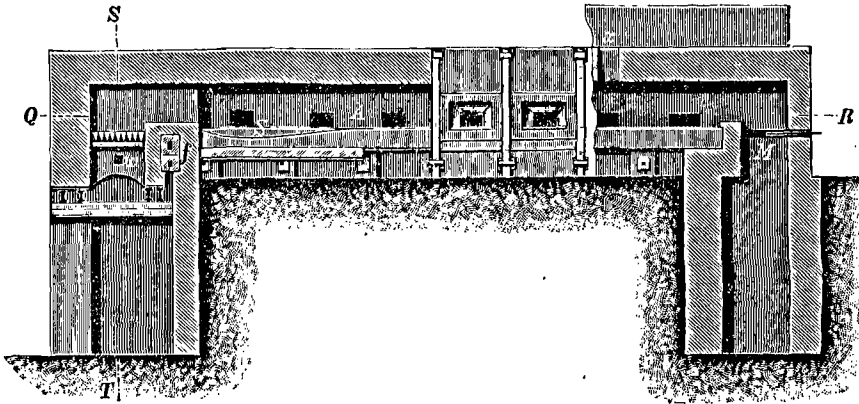


Fig. 215. — Four à pelletage continu avec bassin (Mulden Hütte, près Freiberg ; coupe longitudinale.

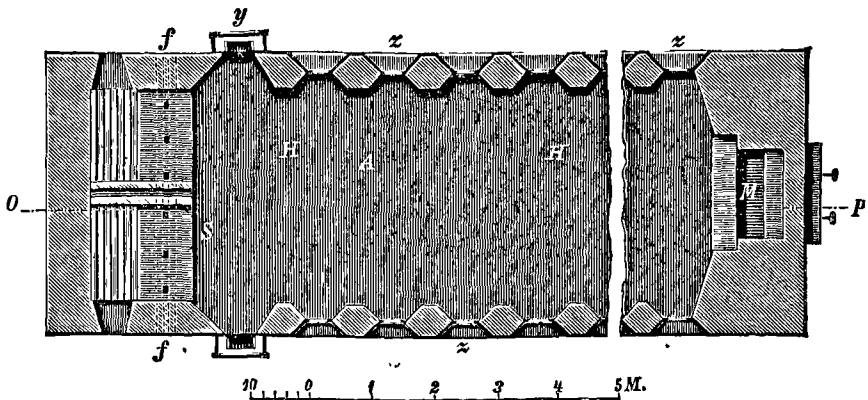


Fig. 216. — Four à pelletage continu avec bassin ; coupe horizontale.

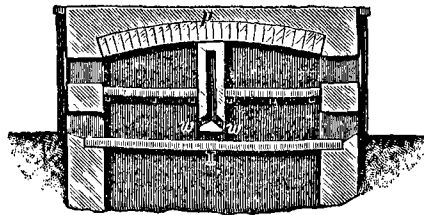


Fig. 217. — Four à pelletage continu avec bassin ; coupe transversale à travers le foyer.

dont il est muni, partie au-dessus, partie derrière le pont de chauffe ; *z, z* sont les portes de travail, au nombre de 10 sur chacun des longs côtés du four. *S* est le bassin. Par les ouvertures de déchargement *y*, la masse pâteuse grillée est

retirée du bassin et versée dans des wagonnets en tôle. M est le rampant, par lequel les gaz du foyer et les gaz du grillage se rendent dans un système de canaux à poussières et finalement dans la cheminée. α est une ouverture pratiquée dans la voûte du laboratoire, par laquelle le minerai à griller est versé sur la sole.

Dans ce four se trouvent en même temps 5 charges de chacune 1,5 t. Celles-ci se composent de différentes sortes de minerais déjà grillés partiellement dans des fours à cuve (minerais de plomb proprement dits, minerais d'argent et de cuivre, pyrites grillées, minerais blendeux). La charge contient en moyenne 20 à 30 p. 100 de plomb, 20 p. 100 de soufre, et pas plus de 10 p. 100 de zinc et de 20 à 25 p. 100 de silice. Toutes les 3 heures, on retire une charge du four, de sorte qu'on grille en 24 heures 12 tonnes de minerai. La quantité du soufre qui reste dans le minerai grillé s'élève à 3-4 p. 100. Cette quantité est nécessaire pour combiner, lors de la fusion, le cuivre contenu dans le minerai. Pour 100 kilogr. de ce dernier, on consomme 25 kilogr. de houille.

Un four est desservi par 6 ouvriers.

Des fours avec 2 soles superposées et bassin devant le pont de chauffe sont en activité à *Mechernich (Prusse Rhénane)*. Les soles ont chacune 15 mètres de longueur et 4 mètres de largeur, et sont pourvues de portes de travail sur les deux longs côtés du four. En 24 heures, on grille dans un four, jusqu'à réduction de la teneur en soufre à 0,6-0,7 p. 100, 9 tonnes de minerai contenant 50 à 60 p. 100 de plomb (avec environ 20 p. 100 d'acide silicique). Pour 100 kilogr. de minerai, on consomme 15 kilogr. de houille.

Un *four à réverbère de grillage avec four de fusion particulier*, comme celui qui est en usage dans l'Ouest des Etats-Unis, est représenté par les figures 218 à 223. Les nombres inscrits sont des mesures métriques. La sole (sans la sole de fusion) est large de 4^m,20 et longue de 18^m,89. Le foyer se trouve à l'extrémité de la sole de fusion. Les gaz émanant du foyer passent d'abord au-dessus de la sole de fusion et à l'extrémité de celle-ci ils pénètrent par une fente verticale dans le four de grillage, qu'ils traversent dans toute sa longueur, pour se rendre dans le canal de la chambre à poussière et finalement dans la cheminée. La sole de grillage se compose de 4 terrasses dont la plus élevée se trouve du côté du rampant, la différence de niveau entre chacune d'elles étant de 762 millimètres. La voûte est formée de briques ordinaires jusqu'à la portion qui se trouve au-dessus de la dernière sole, tandis qu'à partir de ce point elle est construite en briques réfractaires. La sole du four de fusion est en briques réfractaires. Elle repose sur deux voûtes en maçonnerie, au moyen desquelles elle est refroidie par-dessous. Le minerai est chargé par une ouverture ménagée dans la voûte dans le voisinage du rampant. Les masses fondues retirées du four de fusion sont versées dans des marmites à scories et cassées après leur refroidissement.

Un four ainsi disposé grille ou fond en 24 heures 6 à 8 charges de minerai du poids de 1 à 1,5 tonnes chacune, soit 6 à 12 tonnes, avec une consommation de houille égale à 25-30 p. 100. Son service exige par 12 heures 3 hommes, dont l'un s'occupe du chauffage et du four de fusion, tandis que les deux autres servent le four de grillage.

Dans l'établissement dit *Omaha and Grant smelting works, près Denver au Colorado (Etats-Unis)*, que l'auteur a visité, on grille à 8 p. 100 de soufre et on fond, en 24 heures, dans le four qui vient d'être décrit, 11 tonnes de minerai contenant 14 p. 100 de plomb, 60 à 75 onces d'argent par tonne et 7 à 10 p. 100

de zinc, 30 à 40 p. 100 de fer et jusqu'à 30 p. 100 de silice, et cela avec une dépense en houille de 3 tonnes et une équipe de 3 hommes par jour.

Le *travail des fours de grillage* est conduit de la manière suivante : Le minerai est étendu sur la sole en une couche mince (5^{cm} environ) et, dès qu'il est au rouge sombre, on le râble de temps en temps, afin de le mettre en contact avec l'air. Aussitôt qu'une charge, qui correspond à 0,5-1,5 t. de minerai brut, est retirée du four, on pousse toutes les charges contenues dans ce dernier vers le pont de chauffe, en les retournant et les brassant de temps en temps.

Lorsque la dernière charge a été ainsi avancée, on en introduit immédiatement une nouvelle dans le four et on l'étend à sa place. Le déchargement ou le déplacement et le chargement à nouveau du four ont lieu à des intervalles de 2 heures 1/2 à 6 heures, suivant la nature des substances étrangères contenues dans le minerai (des minerais pyriteux se grillent plus rapidement que des minerais blendeux). Ce dernier, dans sa marche du rampant vers le pont de chauffe, est exposé à une température graduellement croissante.

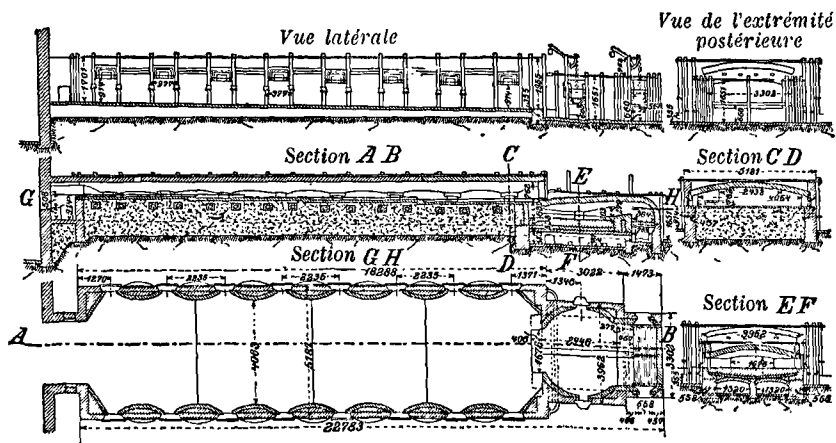


Fig. 218 à 223. — Four de grillage avec four de fusion (Etats-Unis).

S'il s'agit d'un grillage scorifiant, le minerai, si le four de grillage ne communique pas avec un four de fusion particulier, est accumulé devant le bassin situé près du pont de chauffe et ensuite fondu ; le produit de la fusion se rassemble dans le bassin. Si la sole de grillage est en communication avec un four de fusion, la charge, qui se trouve sur sa partie la plus chaude, est déversée par un canal vertical sur la sole de fusion et ensuite fondue par un fort coup de feu. Ordinairement, avant de faire passer le minerai sur la sole de fusion, on répand sur cette dernière du minerai quartzéux, afin de la protéger. Comme la fusion commence à la surface de la charge, il faut brasser celle-ci de temps en temps, afin de ramener à la surface les parties qui se trouvent en-dessous. Ce brassage, qui est d'abord effectué à des intervalles d'une demi-heure, doit avoir lieu à la fin toutes les 5 ou 10 minutes. Dès que la masse est fondue, on l'écoule dans des marmites à scorie ou dans d'autres vases en fer.

Dans le grillage scorifiant, on ajoute aussi fréquemment aux minerais, avant la fusion, du peroxyde de fer, des scories d'affinage du fer, etc., afin d'obtenir des masses facilement fusibles, qui facilitent l'opération de la fonte dans le four à cuve.

Si l'on veut produire un grillage agglomérant, les masses ne sont qu'agglutinées devant le pont de chauffe et ensuite retirées du four, tandis que si l'on a en vue un grillage en poussière, on maintient la température assez basse pour que les masses arrivent à l'état pulvérulent, et ensuite on les retire.

La quantité de minerais que l'on peut passer en 24 heures dans les différents fours à réverbère de grillage oscille, comme on l'a déjà dit, entre 4 et 15 tonnes, suivant les substances étrangères renfermées dans les minerais, la grandeur des fours, l'espèce du grillage, le nombre des ouvriers et la nature du combustible.

Les éléments les plus importants de différents minerais ayant subi en fours à réverbère un grillage agglomérant ou un grillage scorifiant, sont indiqués dans le tableau suivant. (Les points signifient que l'élément n'a pas été dosé.)

ÉLÉMENTS	Mineral ayant subi le grillage scorifiant		Mineral ayant subi le grillage agglomérant	
	Freiberg	Mechernich	Rodna en Transylvanie	Hall Valley Colorado (Etats-Unis)
Plomb.	—	62,08	54,27
Oxyde de plomb . . .	22,00	—	42,04
Argent	0,13	—	0,061	Ag ² O = 0,24
Or.	—	—	0,0001	
Cuivre.	—	0,14	0,02	
Protoxyde de cuivre .	0,30	
Bioxyde de cuivre . .	—	1,71
Arsenic	—	0,030	
Acide arsénique . . .	1,10	
Antimoine.	—	0,08	0,027	
Fer	—	0,56	24,06	
Protoxyde de fer . . .	—	3,59
Peroxyde de fer . . .	33,30	
Zinc.	16,00	..	0,87	
Oxyde de zinc	—	
Alumine.	1,8	4,24	0,23	8,11
Chaux.	2,0	1,18	
Magnésie	0,5	0,42
Baryte.	12,05
Silice	17,4	22,77	0,80	22,71
Acide carbonique.	—
Acide sulfureux. . . .	traces	2,25	6,31
Soufre.	3,6	0,60	2,72	2,94
Oxygène.	13,41

Les fours à réverbère de grillage avec laboratoire fixe et travail mécanique,

c'est-à-dire avec brassage et pelletage des minerais à l'aide de dispositifs mécaniques, n'ont jusqu'à présent trouvé emploi pour le grillage de minerais de plomb que dans des cas exceptionnels.

Dans l'usine dite *Globe smelters, près Denver*, au Colorado, on s'occupait, au moment de la visite que l'auteur y fit (mai 1892), de l'installation d'un four O' Harra perfectionné, semblable à celui qui a été décrit p. 66 et destiné au grillage de minerais de plomb. Le four de grillage était mis en communication avec un autre four pour la fusion des masses grillées. Les résultats du grillage dans ce four sont inconnus de l'auteur.

La possibilité de l'application de ce four d'un rendement très avantageux au grillage de minerais de plomb devrait être considérée comme un grand progrès. Toutefois, il ne pourrait être employé que pour des minerais qui ne s'agglomèrent pas facilement, par conséquent pour des minerais pyriteux ou blendeux pauvres en plomb.

Fours à flammes à sole avec laboratoire mobile (cylindres rotatifs).

Ces fours ne sont employés qu'exceptionnellement. On ne peut y traiter que des minerais ne s'agglomérant pas et ils ne permettent que le grillage en poussière. L'agglomération ou la fusion de la masse grillée doivent être effectuées dans des fours de fusion particuliers. Tandis que, d'après cela, un grillage de minerais ne s'agglomérant pas est possible dans ces fours à une température uniforme, des minerais qui s'agglomèrent ne peuvent y être grillés que jusqu'à un certain degré, et par suite seulement d'une manière incomplète.

Avec des minerais (blendeux) se grillant lentement, un grillage réitéré dans les fours de cette espèce sera nécessaire.

La combinaison d'un four à scories avec ces fours ne s'est pas montrée favorable dans la plupart des cas ¹.

Les fours cylindriques de Brückner (voy. p. 70), avec lesquels, par suite de leur marche intermittente, on est plus maître du grillage, seraient pour le grillage de minerais de plomb ne s'agglomérant pas toujours meilleurs que les cylindres rotatifs à marche continue (voy. p. 71) (fours de White, d'Howell, d'Ocking et Hoxland). *Brückner* a proposé, pour le grillage de minerais de plomb à *Utah* ², plusieurs cylindres superposés avec un four à scories établi au-dessous du cylindre le plus bas. Cette idée n'a pas été mise à exécution ³. A *La Spezzia (Italie)* ⁴, on se servirait pour le grillage de minerais de plomb d'un four *Brückner* communiquant avec un four de fusion. Le chauffage est effectué au moyen de gaz, qui est brûlé par de l'air chauffé. En reversant de temps en temps le courant gazeux dans le four, on maintient la température uniforme.

L'auteur ignore les résultats fournis par ce dispositif.

Pour les minerais de plomb riches, on devra préférer en toutes circonstances les fours à flamme à sole à laboratoire fixe aux cylindres rotatifs. Ces derniers ne peuvent convenir que pour des minerais pyriteux ou blendeux, ne s'agglomérant pas et pas trop riches en plomb, dans les localités où la main-d'œuvre est d'un prix très-élevé.

¹ *Trans. of the Americ. Inst. of Min. Engin.*, X, p. 42: .

² *Engineering and Mining Journal*, 15 janv. 1887.

³ Terhune, *Trans. of the Americ. Inst. of Min. Engin.*, XVI, p. 20.

⁴ *Engin. and Min. Journal*, 20 déc. 1884.

Des indications relatives aux résultats techniques et économiques fournis par ces fours font encore défaut.

2. — Fonte en fours à cuve des minerais grillés.

Les minerais de plomb grillés, s'ils l'ont été *complètement* en fours à réverbère et ensuite fondus avec de l'acide silicique (grillage scorifiant), contiennent le plomb à l'état d'oxyde et de silicate. Si le grillage a été incomplet avant la fusion (comme c'est le cas lorsque les minerais renferment une quantité de cuivre extractible), ils renferment en outre du sulfure de plomb indécomposé. Dans les autres modes de grillage, ils contiennent aussi, indépendamment de l'oxyde et du sulfure de plomb non décomposé, du sulfate de plomb.

Comme éléments étrangers, les minerais grillés renferment ordinairement des oxydes, des sulfates et des sulfures du fer, du zinc, du cuivre, des combinaisons de l'arsenic et de l'antimoine, surtout des arsénates et des antimonates, du quartz, des silicates, de la chaux, du sulfate de baryum et du sulfate de calcium.

Les minerais grillés sont fondus dans des fours à cuve avec du charbon et des fondants ferrugineux et autres corps appropriés, afin de séparer le plomb à l'état de métal, de faire passer le cuivre, s'il est en quantité extractible, dans une matte, de rassembler l'or et l'argent qui peuvent être présents dans le plomb, ou dans la matte, si ces métaux sont en faible quantité, et enfin de scorifier ou de volatiliser les autres corps.

La séparation du plomb des combinaisons indiquées plus haut a lieu de la manière suivante :

L'*oxyde de plomb*, s'il se trouve à l'état poreux, est déjà réduit en plomb dans les parties supérieures du four par l'oxyde de carbone qui monte dans la cuve de ce dernier.

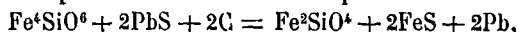
Mais l'oxyde de carbone ne peut pas pénétrer dans les masses agglomérées ou fondues. La réduction de l'oxyde de plomb de celles-ci est par suite produite dans les parties inférieures du four par le contact de carbone solide incandescent.

Du plomb n'est pas séparé du *silicate de plomb* par l'oxyde de carbone. Une partie seulement de ce métal est séparée des silicates basiques par le contact avec du carbone solide, séparation qui est accompagnée de la formation d'un silicate acide infusible ou d'un mélange d'acide silicique libre et de silicate de plomb. C'est pour cela que l'on sépare le plomb des silicates par le protoxyde de fer et le charbon. Le protoxyde de fer, en se combinant avec l'acide silicique du silicate de plomb, sépare de ce dernier de l'oxyde de plomb, qui est réduit en plomb par le charbon. Le protoxyde de fer se forme dans le four par l'action de l'oxyde de carbone sur le peroxyde de fer, ou il existe déjà sous la forme d'une scorie contenant un excès de protoxyde de fer, ou il est séparé par de la chaux du silicate de protoxyde de fer. On ajoute donc aux minerais pour séparer le plomb soit du peroxyde de fer et du charbon, soit une scorie ferrugineuse contenant un excès de protoxyde de fer et du charbon, ou bien encore une scorie de protoxyde de fer, de la chaux sous forme de pierre calcaire et du charbon. Par le charbon et la chaux seule sans silicate de protoxyde de fer, le plomb n'est séparé du silicate de plomb qu'à une très-haute température.

Du plomb est séparé de son silicate en faible quantité dans la partie la plus chaude du four par le fer qui peut être mis en liberté par la réduction des fondants ferrugineux, en même temps qu'il se forme un silicate de fer.

Les sulfures de fer, de baryum et de calcium qui peuvent être présents peuvent

aussi, dans la partie la plus chaude du four, se décomposer avec le silicate de plomb qui peut encore s'y trouver en plomb, acide sulfureux et silicates du fer, du baryum ou du calcium. La présence de sulfure de fer peut provenir aussi bien d'un grillage incomplet des minerais que de la décomposition du sulfure de plomb par du fer ou par des silicates de fer basiques et du charbon :

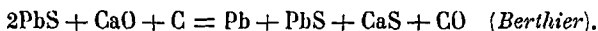


tandis que les sulfures de baryum et de calcium résultent de la réduction de leurs sulfates par le charbon.

Du *sulfure de plomb*, qui, par suite d'un grillage incomplet ou de la réduction de sulfate de plomb dans le four, peut se trouver dans le lit de fusion, le plomb est presque entièrement séparé dans les parties les plus chaudes du four par du fer métallique ou par du peroxyde de fer et du charbon ou de l'oxyde salin de fer et du charbon, ou bien encore par des silicates basiques de fer et du charbon, en même temps qu'il se forme du sulfure de fer ou une matte plumbeuse.

Une certaine quantité de plomb est aussi séparée avant la fusion des masses (lorsqu'elles sont devenues pâteuses) par la réaction de l'oxyde et du sulfate de plomb sur le sulfure, si tant est que les deux premiers corps ne sont pas déjà réduits.

La chaux et le charbon peuvent aussi, dans les parties inférieures du four, séparer du sulfure de plomb une certaine quantité de plomb, d'après l'équation :



Enfin, les vapeurs de zinc qui se sont formées par la réduction par le charbon de l'oxyde de zinc contenu dans le lit de fusion peuvent aussi séparer du plomb du sulfure de plomb, avec production de sulfure de zinc (*Percy, Smith*).

C'est pour cela que, lorsque le lit de fusion contient du sulfure de plomb, on ajoute des fondants ferrugineux et du charbon.

Le *sulfate de plomb* est décomposé dans le four de différentes manières. La majeure partie de ce corps est, dans les parties inférieures du four, réduite par le charbon, avec production d'acide carbonique, en sulfure de plomb, duquel le plomb est séparé comme il vient d'être dit. Une autre partie, lorsque les masses sont devenues pâteuses, se décompose avec le sulfure de plomb en plomb et acide sulfureux. Une troisième partie, dans le cas de la présence d'acide silicique ou de silicates acides, peut être transformée en silicate de plomb, duquel le plomb est séparé comme il a été expliqué précédemment.

Pour séparer le plomb du silicate de plomb, il faut donc employer des fondants ferrugineux et du charbon.

Parmi les autres corps contenus dans les minerais grillés, les *oxydes du fer*, comme cela résulte des indications précédentes, sont réduits en oxydule et combinés à l'acide silicique, ou en cas de nécessité de la décomposition de sulfure de plomb, une partie de ces oxydes est réduite en fer pour séparer le plomb du sulfure de plomb.

Les *sulfates du fer* sont décomposés dans le four en peroxyde de fer et acide sulfurique ou acide sulfureux et oxygène. Le peroxyde de fer devenu libre est également réduit en oxydule et scorifié.

Une partie du *sulfure de fer* se décompose avec le silicate de plomb de la manière indiquée, une autre partie est dissoute par la scorie. S'il est en grande quantité, il forme une matte plumbeuse avec le sulfure de plomb non encore décomposé qui peut être présent, et une matte cuprifère, s'il y a du sulfure de cuivre.

La manière dont se comportent l'oxyde et le sulfure de zinc pendant la fusion, ainsi que les influences nuisibles de ces corps sur celle-ci ont été exposées page 289.

L'oxyde de zinc est dissous par les scories très ferrugineuses, c'est-à-dire scorifié, et d'autant plus facilement que ces scories sont plus riches en fer. Comme la réduction de cet oxyde en zinc n'est avantageuse que dans un très petit nombre de cas (seulement lorsqu'il s'agit de préparer une couleur blanche avec les poussières), à cause de l'influence fâcheuse des vapeurs de zinc sur la fusion, on cherche à scorifier autant que possible l'oxyde de zinc en composant un lit de fusion ferrugineux facilement fusible et opérant à une température pas trop élevée. Comme on l'a dit, les vapeurs de zinc sont en partie oxydées (par l'acide carbonique et la vapeur d'eau) et elles se déposent sur les parois du four sous forme de cadmies. Une partie du zinc peut aussi au contact de l'acide sulfureux et du charbon être transformée en sulfure, qui se dépose également sur les parois du four.

Le sulfure de zinc contenu dans les minerais agit d'une manière beaucoup plus fâcheuse que l'oxyde de zinc, parce qu'il passe dans la scorie en quantité beaucoup moins grande que ce dernier et la rend très difficilement fusible. S'il se forme une matte, une partie du sulfure de zinc passe aussi dans celle-ci et la rend également difficilement fusible. Dans beaucoup de cas, la matte et la scorie, à cause de la présence du sulfure de zinc, forment des mélanges impossibles à séparer l'un de l'autre (mélanges auxquels en Suède on donne le nom de *Skumnas*). Une faible partie seulement du sulfure de zinc est dans les régions les plus chaudes du four décomposée par le fer qui peut s'y trouver en vapeurs de zinc et sulfure de fer.

Une partie du sulfate de zinc est réduite en oxyde et acide sulfurique ou acide sulfureux et oxygène, une autre partie en sulfure.

Le bioxyde et l'oxydure de cuivre sont réduits en cuivre, qui se combine avec le soufre présent et forme une matte avec le sulfure de fer et le sulfure de plomb. Si la matte est en faible quantité, elle est absorbée par la scorie, tandis que si elle est en grande quantité elle se sépare isolément. S'il n'y a pas de soufre pour combiner le cuivre, celui-ci passe partie dans le plomb, partie dans la scorie. Le sulfure de cuivre contenu dans le minerai grillé se réunit en une matte avec du sulfure de fer et du sulfure de plomb (éventuellement aussi avec une partie du sulfure de zinc). Le sulfate de cuivre est partie réduit en sulfure, partie décomposé en acide sulfureux, oxygène et bioxyde de cuivre.

Des arséniates, une partie est réduite en arséniures métalliques, tandis que d'une autre partie l'arsenic est volatilisé. Une certaine quantité des arséniures métalliques passe dans les scories et éventuellement dans la matte ; s'ils sont en grandes quantités, ils forment des speiss, qui absorbent une partie du plomb et de l'argent. De petites quantités d'arsenic sont aussi absorbées par le plomb. Le fer forme avec l'arsenic un des principaux éléments des speiss.

Des antimoniates, une partie est réduite en antimoniures métalliques, tandis que d'une autre partie l'antimoine est volatilisé. L'antimoine est absorbé par le plomb, mais il peut aussi, en présence de cuivre, contribuer à la formation d'un speiss, ou, s'il y a un speiss d'arsenic, passer dans ce dernier. Le sulfure d'antimoine est décomposé par le fer, avec séparation d'antimoine et formation de sulfure de fer. L'antimoine séparé est absorbé par le plomb.

L'or et l'argent contenus dans les minerais grillés sont absorbés par le plomb.

S'il s'est produit une matle et un speiss, une certaine quantité des métaux nobles passe aussi dans ces corps.

Les *oxydes du manganèse* qui peuvent être présents sont réduits en protoxyde et passent dans la scorie. Celle-ci est rendue plus fusible par l'oxydure de manganèse, mais elle perdrait alors de sa faculté d'absorption pour l'oxyde de zinc, la magnésie et le sulfure de baryum ¹.

La *chaux* passe dans la scorie et elle peut y remplacer une partie du protoxyde de fer, de sorte que lorsqu'on ajoute de la chaux (sous forme de pierre calcaire) il faut moins de fondants ferrugineux. Cependant la quantité de chaux ajoutée ne doit pas dépasser certaines limites, parce que, bien qu'elle diminue le poids spécifique des scories, elle nuit à leur fusibilité et, pour l'obtention d'une scorie suffisamment fluide, elle nécessite une plus grande dépense de combustible. Plus on ajoutera de fer à la place de chaux, meilleure sera l'allure du four.

Avec des lits de fusion exempts de zinc, la teneur en chaux de la scorie ne devra pas dépasser 30 p. 100. Avec un lit de fusion contenant du zinc, l'addition de chaux devra être aussi restreinte que possible, parce que l'oxyde de zinc (ou le sulfure de zinc) est d'autant mieux dissous par la scorie que la teneur en fer de celle-ci est plus grande. La scorie avec une teneur élevée en chaux (28 p. 100) n'absorbe généralement plus de zinc. En Amérique ², on ne considère pas comme convenable que la teneur en chaux de la scorie dépasse 16 p. 100, lorsque le lit de fusion renferme 9 à 10 p. 100 de zinc.

Comme la chaux, la *magnésie* passe dans la scorie. Ce corps rend la scorie difficilement fusible et il est surtout nuisible dans le cas de la présence de zinc, des expériences effectuées en Amérique ³ ayant montré que 5 p. 100 de magnésie dans le lit de fusion suffisent pour influencer très défavorablement l'allure du four.

Le *spath fluor* fond en un liquide très-fluide et il a la propriété de dissoudre des corps difficilement fusibles, surtout la baryte sulfatée et le gypse.

Les *silicates* passent dans la scorie. Des bases ou des silicates basiques sont nécessaires pour la scorification des silicates acides, tandis que les silicates basiques exigent des fondants acides (c'est-à-dire contenant de l'acide silicique).

Le *quartz* passe dans la scorie.

Une partie de la *baryte sulfatée* est réduite en sulfure de baryum, une autre partie, en présence d'acide silicique et de sulfure de fer, ou d'acide silicique et de fer, est transformée, avec dégagement d'acide sulfureux, en silicate de baryum, qui avec le silicate de protoxyde de fer qui s'est aussi formé, se réunit en un silicate double facilement fusible. Le sulfure de baryum passe tout entier dans la scorie, lorsqu'il n'y a pas de matle. S'il y a une matle, une quantité relativement faible du sulfure de baryum est absorbée par elle.

Le *sulfate de calcium* se comporte comme le sulfate de baryum. Le sulfure de calcium est dissous par la scorie et avec une facilité particulière, si cette dernière contient de la chaux.

Pour produire lors de la fusion des minerais grillés les réactions dont il vient d'être question et pour arriver à séparer complètement de la scorie formée le plomb devenu libre, ainsi que la matle plombeuse et les speiss qui ont pu se produire, il faut composer le lit de fusion de façon à donner naissance à une

¹ Hofman, *The Metallurgy of Lead*.

² Hofman, *Ibid.*, p. 141.

³ Hofman, *Ibid.*

scorie facilement fusible, d'un poids spécifique pas trop élevé, qui relativement à son degré de silicification soit un *singulosilicate* ou s'en rapproche et contienne comme bases surtout de l'*oxydure de fer*, avec de petites quantités de *chaux*. En présence de grandes quantités de zinc, la scorie est un subsilicate ou entre un subsilicate et un *singulosilicate*. La scorie doit être d'autant plus ferrugineuse qu'il y a à scorifier de plus grandes quantités d'oxyde de zinc et d'alumine. Si ces derniers corps sont en faible proportion, un *mélange de singulosilicate et de bisilicate*, ou un *sesquisilicate* peut aussi présenter les propriétés que doit avoir la scorie, propriétés qui ont été mentionnées plus haut.

On doit ajouter aux minerais contenant de l'acide silicique de grandes quantités de fondants basiques, à ceux qui renferment beaucoup de fer des quantités proportionnelles d'acide silicique ou de silicates acides ou de scories. Comme fondants ferrugineux basiques, on emploie surtout des scories de fer basiques, des mattes plumbeuses grillées, de l'hématite rouge ou brune, de la pyrite ayant subi un grillage oxydant. La pierre calcaire sépare des scories ferrugineuses basiques, en présence de silicate de plomb, du protoxyde de fer, qui se combine avec l'acide silicique du silicate de plomb.

Pour obtenir des scories liquides et aussi pour rendre plus poreux les minerais pulvérulents, on ajoute des scories de la même opération, si elles ne contiennent pas de trop grandes quantités de zinc et, si on en a, des scories du traitement des mattes.

En ce qui concerne la teneur des scories en acide silicique, on ne va guère au-delà de 36 p. 100. Avec une teneur plus élevée, allant jusqu'à 40 p. 100, la scorie est moins fusible et exige une plus grande dépense en combustible.

A mesure que la teneur en acide silicique augmente, le rendement du four diminue, du plomb est scorifié et volatilisé et, comme il a été dit p. 79, du fer est séparé des scories à l'état métallique, ce qui donne lieu à la formation de loups.

Avec une teneur en zinc pas trop élevée, on ne descend guère au-dessous de 27 à 28 p. 100 d'acide silicique dans la scorie, parce que autrement de trop grandes quantités de fondants ferrugineux sont nécessaires et alors on a à craindre que du lit de fusion très ferrugineux du fer ne soit séparé à l'état métallique. En outre, une teneur trop élevée en fer de la scorie rend difficile la séparation de celle-ci d'avec le plomb et surtout d'avec la matte plumbeuse.

Avec une teneur en zinc élevée, on descend au contraire beaucoup plus bas.

Lorsque la scorie renferme en même temps du sulfate de baryum, on peut descendre jusqu'à une teneur de 15 p. 100 en acide silicique, sans qu'elle perde ses bonnes qualités.

La teneur en acide silicique la plus convenable pour la scorie oscille entre 27 et 36 p. 100.

Comme on l'a déjà dit p. 309, on ne laisse pas la teneur en *chaux* des scories, avec des minerais exempts de zinc, s'élever au-dessus de 30 p. 100, parce que autrement la scorie est trop difficilement fusible et par suite exige trop de combustible ; en outre, la haute température donne lieu à la réduction de fer. Il faut éviter une trop forte addition de chaux avec les minerais zincifères, parce que dès que la teneur en chaux s'élève à 28 p. 100, la scorie le plus souvent n'absorbe plus de zinc.

Tandis que, en Europe, dans le travail par grillage et réduction, on n'emploie pas du tout de chaux ou seulement des quantités relativement faibles, en Amé-

rique on en ajoute au lit de fusion de grandes quantités (sous forme de pierre calcaire), à cause du prix relativement élevé des fondants ferrugineux.

On ne laisse guère la teneur en protoxyde de fer des scories aller au-delà de 60 p. 100, parce que au-dessus de cette limite du fer serait réduit et la scorie aurait un poids spécifique trop élevé. D'un autre côté, on ne descend guère au-dessous de 24 p. 100, parce que les bases terreuses qui, dans ce cas, doivent remplacer le protoxyde de fer rendent la scorie trop difficilement fusible.

Le tableau suivant indique les proportions relatives de l'acide silicique, de l'oxydure de fer et de la chaux contenus dans différentes scories, proportions que les métallurgistes américains ont trouvées convenables pour les scories de la fonte des minerais de plomb dans différentes usines des États-Unis. Il est à remarquer que les scories en question ne proviennent pas exclusivement du travail par grillage et réduction, mais aussi de la fonte de minerais bruts contenant du carbonate et du sulfure de plomb.

NOMS des MÉTALLURGISTES	Teneur des scories en			Somme des éléments après soustraction de l'alumine, de l'oxyde de zinc et autres corps
	Acide silicique	Protoxyde de fer (MnO)	Chaux (baryte, magnésie)	
Eilers	28	50	12	90
Eilers	30	40	20	90
Schneider	33	33	24	90
Rath	35	27	28	90
Hahn	34	50	12	96
Page	33	36	16	85
Livingstone	30	36	20	86
Hahn	36	40	20	96
Iles	32	33	23	88
Murray	40	34	26	100

Les analyses suivantes montrent la composition de différentes scories du travail par grillage et réduction en Europe :

	Freiberg en Saxe		
	Ancien travail		Nouveau travail
	I.	II.	I.
Acide silicique	28,14	27,05	27,2
Oxydure de fer	37,23	41,21	40,0
Oxyde de zinc	7,60	8,62	10,1
Oxyde de plomb	7,35	3,90	5,7
Bioxyde de cuivre	0,50	1,00	—
Alumine	5,78	6,85	} non déterminés
Chaux	7,68	8,84	
Baryte	3,87	—	
Magnésie	0,63	0,90	
Soufre	2,47	3,53	

Freiberg (Muldener Hütte)		Nouvelle analyse		Braubach	
Acide silicique.	23,95	Acide silicique.	27,85		
Soufre	4,46	Protoxyde de fer.	30,03		
Oxyde de plomb.	2,87	Protoxyde de manganèse.	4,74		
Bioxyde de cuivre.	0,86	Chaux.	13,90		
Protoxyde de fer.	44,41	Magnésie	3,18		
Protoxyde de manganèse.	0,92	Alumine	2,33		
Oxyde de zinc.	14,81	Baryte	0,85		
Alumine	4,45	Protoxyde de cuivre	0,13		
Chaux	4,75	Oxyde de plomb.	0,29		
Magnésie	0,54	Oxyde de zinc.	4,35		
		Soufre	2,72		
Altenau		Mechernich		I.	II.
Acide silicique.	30,32	Sulfure de plomb	1,00	1,00	1,13
Sulfate de baryum	0,19	Sulfure de cuivre (Cu ² S)	0,04	0,04	0,06
Plomb.	1,13	Sulfure d'antimoine (Sb ² S ³). Indét.			0,14
Cuivre.	0,18	Sulfure de fer (Fe ² S).	4,95	4,95	2,94
Argent.	0,0007	Protoxyde de fer	20,89	20,89	32,64
Antimoine	0,009	Protoxyde de manganèse.	2,23	2,23	1,24
Protoxyde de fer	35,72	Alumine	9,71	9,71	8,14
Alumine	3,20	Chaux	21,77	21,77	20,44
Oxyde de zinc	7,27	Magnésie	1,13	1,13	1,18
Chaux	16,15	Acide silicique.	35,05	35,05	31,27
Potasse	0,67				
Soude	0,61				
Acide phosphorique.	2,04				
Soufre.	1,47				
		Usines du Harz inférieur (Juliushütte et Sophienhütte)		I.	II.
		Acide silicique	16,90	16,90	13,64
		Protoxyde de fer	35,05	35,05	Indét.
		Oxyde de zinc	19,64	19,64	19,09
		Sulfate de baryum	10,24	10,24	19,23
		(8,13 BaS)			
		Alumine	6,31	6,31	2,44
		Chaux	6,05	6,05	8,12
		Magnésie	—	—	0,60
		Plomb.	—	—	1,17
		Cuivre.	—	—	0,85
		Soufre.	—	—	1,92
		La Pise (Gard)			
		Acide silicique	30		
		Protoxyde de fer.	40		
		Chaux.	20		
		Alumine }	5-6		
		Magnésie }			
		Plomb	2-3		

En bonne marche, les scories du travail par grillage et réduction ne doivent pas contenir plus de 0,5 p. 100 de plomb (d'après l'essai par voie sèche) et pas plus de une demi-once d'argent par tonne, en supposant que le plomb n'en renferme pas plus de 300 onces par tonne.

Comme *combustibles* ou *agents de réduction*, on se sert des combustibles carbonisés, coke et charbon de bois, ces derniers étant employés isolément ou mélangés. Les combustibles bruts ne se sont pas généralement montrés convenables, parce que lors de la carbonisation qui a lieu dans la partie supérieure ils absorbent de la chaleur et modifient considérablement leur volume, ce qui rend la marche de la fusion irrégulière et donne lieu à la volatilisation d'une certaine quantité de plomb. D'après des expériences effectuées aux Etats-Unis, il n'y a que l'antracite qui puisse être employée mélangée dans certaines proportions avec des combustibles carbonisés ¹. Comme, d'après les recherches de *Schertel* ², à cause de l'état fondu ou aggloméré dans lequel se trouvent les minerais, la réduction des combinaisons du plomb est surtout produite par le charbon solide incandescent, il n'est pas nécessaire qu'il se forme lors de la combustion du carbone de grandes quantités de gaz oxyde de carbone. Il est plutôt avantageux, en vue de l'obtention d'une quantité de chaleur aussi grande que possible, de brûler le charbon devant les tuyères autant que possible à l'état d'acide carbonique. On devra, par suite, préférer le coke au charbon de bois, parce que, lors de sa combustion, à cause de sa moins grande porosité, il se produit plus d'acide carbonique que dans la combustion du charbon de bois très-poreux.

La température ne doit pas naturellement être élevée à un degré tel qu'il puisse se volatiliser de grandes quantités de plomb et se séparer de grandes quantités de fer des oxydes et des silicates de ce métal.

Fours de fusion.

Comme fours de fusion, on se sert exclusivement de fours à cuve. Ces derniers sont des fours aspirateurs dans lesquels le courant d'air s'établit par aspiration, ou des fours à souffleries, dans lesquels le courant d'air est produit par compression, à l'aide de soufflets (fours soufflés). On n'emploie qu'exceptionnellement les fours aspirateurs, lorsqu'on a affaire à des lits de fusion très-facilement fusibles. L'emploi des fours soufflés est la règle.

Fours à cuve aspirateurs.

Le vent est introduit dans ces fours soit à l'aide d'une cheminée de tirage, soit à l'aide d'exhausteurs ou extracteurs.

Les fours de la première espèce, qui sont aussi nommés fours à cuve *atmosphériques* ou à *tirage naturel*, étaient autrefois très en usage dans la *Sierra de Carthagène* (Espagne), mais maintenant ils sont en majeure partie remplacés par des fours soufflés. Ces fours sont, au moyen de canaux s'élevant sur le versant de la montagne, mis en communication avec de hautes cheminées. Le vent pénètre dans le four par des tuyères. Comme il n'est pas possible de lui donner une grande pression (5^{mm} de mercure tout au plus), la hauteur de la colonne de

¹ *Trans. of the Americ. Institute of Min. Engin.*, XX.

² *Jahrbuch für das Berg- und Hüttenwesen im Königreich Sachsens*, 1880.

lit de fusion ne peut être que très-faible. La disposition d'un four de ce genre est représentée par la figure 224.

C'est un four à creuset et à œil, dont la partie supérieure est entourée d'un muraillement et qui possède 6 tuyères en argile *l*. L'extrémité supérieure de la cuve se termine en un canal *v*, qui met le four en communication avec une haute cheminée. L'introduction du lit de fusion et du combustible a lieu par l'ouverture *e*, qui est tenue fermée par une porte, de façon à ne pas contrarier le tirage. Le plomb qui se rassemble dans le creuset en brasque *b* est écoulé dans le bassin extérieur *c*. Pour que l'introduction de l'air ait lieu uniformément dans les tuyères, la partie inférieure du four est entourée d'un mur *z*.

On ne peut se servir de ces fours que pour des lits de fusion facilement fusibles ; ils exigent une grande dépense de combustible, la quantité de minerai que

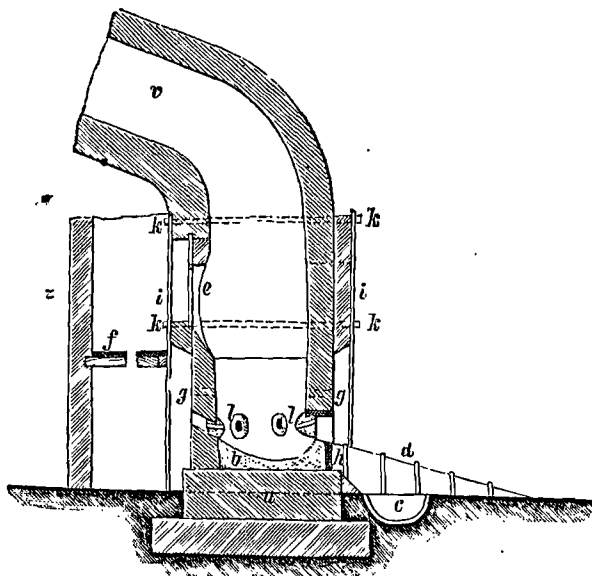


Fig. 224. — Four à cuve à tirage naturel pour la fusion des minerais de plomb (Sierra de Carthagène).

l'on peut y passer en un temps déterminé est très-faible, et ils ont besoin d'être surveillés avec beaucoup de soin, afin d'éviter des dérangements dans la marche du four, par suite d'un tirage irrégulier.

Ils ne peuvent donc être employés que dans des conditions tout à fait exceptionnelles.

Parmi les fours à cuve aspirateurs de la seconde espèce, on a essayé d'appliquer les *fours d'Herbetz* à la fusion du plomb.

L'air est aspiré dans ces fours au moyen d'un courant de vapeur introduit au-dessus du gueulard. Le vent pénètre dans le four par une fente annulaire, qui peut être élargie ou rétrécie, en abaissant ou soulevant le creuset à l'aide des supports à vis sur lesquels il repose.

La figure 225 représente la disposition d'un four de cette espèce. A est la

cuve. Celle-ci est en maçonnerie dans sa partie supérieure *m*, tandis que, au-dessus du creuset *t*, elle est formée d'une paroi en fer creux *e*, refroidie par de l'eau. *S, S* sont des supports destinés à soutenir la cuve. Dans les pieds *f, f* de ces

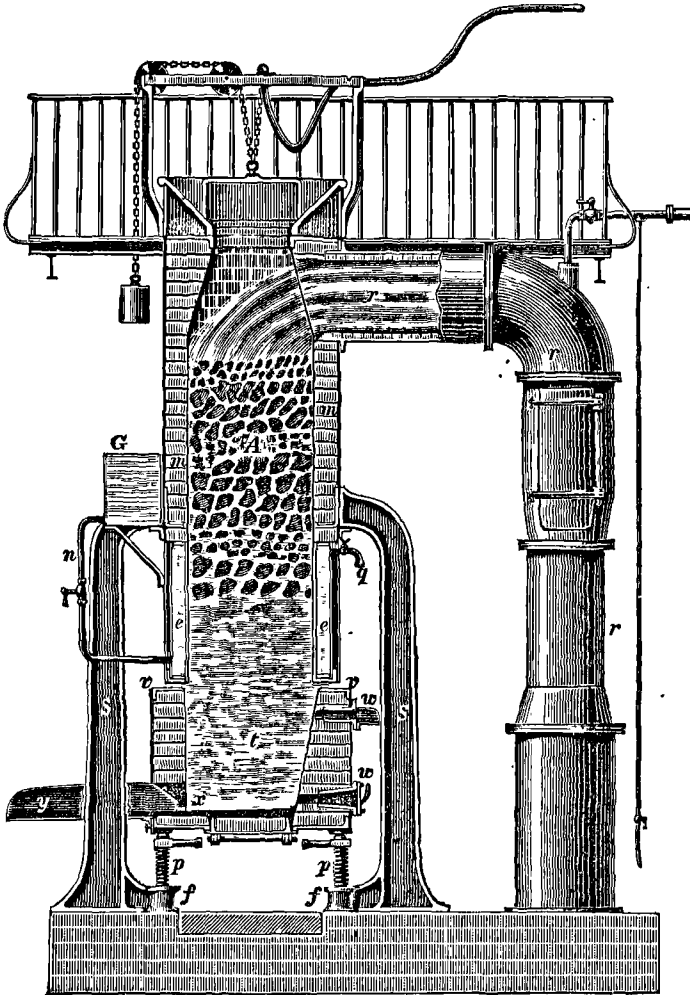


Fig. 225. — Four d'Herbetz.

derniers se trouvent les vis *p, p* qui portent le creuset *t* et permettent de l'élever ou de l'abaisser; *v* est la fente annulaire par laquelle pénètre le vent; *w, w* sont des regards; *ω* est le trou de coulée, *y* une gouttière pour recevoir le plomb sortant de ce dernier. Les gaz passent par le tuyau *r* dans des appareils condensateurs destinés à recueillir les poussières ou à rendre inoffensifs les gaz nuisibles. Le vase *G* contient l'eau nécessaire pour refroidir la paroi creuse du four; de ce vase, le liquide pénètre par le tube *n* dans la partie inférieure de la paroi

et sort par le tube *q* à sa partie supérieure. Le vide produit dans ce four correspond, avec de la vapeur, à 4 ou 5 atmosphères de tension, à 1 mètre au-dessus de l'ouverture d'entrée du vent, à une colonne d'eau de 40 à 60^{mm}.

Ces fours, qui sont tout à fait convenables pour la fusion de la fonte (destinée aux moulages en seconde fusion), n'ont jusqu'à présent été employés qu'à titre d'essai pour la fonte des minerais de plomb et, à cause de leur faible pression de vent, on ne peut guère espérer voir leur usage prendre quelque extension.

Fours à cuve soufflés.

Ces fours, qui doivent être exclusivement employés pour la fonte des minerais de plomb, ont subi dans ces derniers temps et, aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord, dans ces dix dernières années, des modifications considérables.

Les fours de fusion bas qui étaient chargés du sol de l'usine, les fours à manche, ont été à cause de leurs inconvénients — grande dépense de combustible, grandes pertes de plomb par volatilisation, faible rendement et courtes campagnes — complètement abandonnés et remplacés par des fours plus hauts (demi-hauts-fourneaux). Les sections horizontales carrées et trapézoïdes des fours ont été remplacées, afin d'augmenter le rendement de ces derniers, par les sections circulaires, rectangulaires ou elliptiques.

A la place des fours dont la cuve allait en s'élargissant à l'intérieur du gueulard aux tuyères (fours de Vogel) et qui n'avaient de tuyères que dans leur paroi postérieure, on en a construit avec cuve allant au contraire en se rétrécissant du gueulard aux tuyères et dont les tuyères sont distribuées symétriquement autour du plan de celles-ci.

Avec les fours de la première espèce, on voulait empêcher la volatilisation du plomb, en évitant une température trop élevée dans la zone de fusion et favoriser, par le long espace que les masses fondues avaient à parcourir des tuyères jusqu'à la paroi antérieure du four, la séparation du plomb ou de la matte plumbeuse et des scories. Mais ces avantages étaient largement contrebalancés par les inconvénients du mode de construction du four, à savoir une température trop basse dans la zone de fusion et par suite de cela une réduction incomplète du plomb des scories et de la matte plumbeuse, une trop grande rapidité du courant gazeux dans la partie rétrécie du four, par suite de laquelle les gaz ne pouvaient céder qu'incomplètement leur chaleur au lit de fusion et qui en outre occasionnait l'entraînement de poussières et de vapeurs de plomb.

Les fours rétrécis dans la zone de fusion et élargis par en haut ont les avantages suivants : A la haute température qui règne dans la zone de fusion, il se scorie aussi peu de plomb que possible, la vitesse du courant gazeux s'amoin-drit dans les parties supérieures de la cuve et la volatilisation du plomb est ainsi diminuée, et le courant gazeux cède plus facilement sa chaleur au lit de fusion et au combustible contenus dans le four. En outre, la formation de cad-mies est en partie empêchée par le frottement produit par le lit de fusion sur les parois du four dans son mouvement descendant. Ce n'est que rarement que l'on fait suivre l'élargissement au-dessus de la zone de fusion d'un léger rétrécissement vers le gueulard, afin d'entraîner aussi rapidement et uniformément que possible les vapeurs de zinc, au moyen d'un tube suspendu au milieu du four.

Au lieu des fours accouplés d'un accès difficile, on a construit des fours isolés

avec ouvrage facilement accessible, au lieu des fours avec muraillement épais, on en a établi avec muraillement léger, ou on a substitué au muraillement des chemises en fer, ou bien encore on a construit des fours dans lesquels la maçonnerie est totalement ou partiellement remplacée par des parois en fer creuses refroidies par de l'eau (*Water-jackets furnaces* — fours à chemise d'eau).

On a augmenté le rendement des fours, en leur donnant de plus grandes dimensions et les munissant d'un plus grand nombre de tuyères, ainsi qu'en accroissant la pression du vent et la quantité de l'air soufflé.

On est obligé de se tenir dans certaines limites pour la hauteur à donner aux fours aussi bien dans la partie inférieure que dans la supérieure. Si les fours sont trop bas, du plomb est volatilisé et le courant gazeux cède incomplètement sa chaleur au lit de fusion et au combustible. C'est pour cela qu'on emploie pour des lits de fusion riches en fer des fours plus bas, pour ceux qui sont plus acides et riches en chaux des fours plus élevés.

Lorsqu'on se sert de charbon de bois, il faut avoir recours à des fours plus hauts que lorsqu'on emploie du coke, parce que avec le charbon de bois la combustion se propage rapidement vers les couches supérieures et que par suite avec des fours bas une portion du charbon brûlerait inutilement au gueulard. Avec les minerais qui contiennent de grandes quantités de zinc, on cherche, si on ne réussit pas à scorifier tout le zinc, à volatiliser une partie de ce métal et pour cela on construit les fours pas trop hauts, afin d'éviter la formation de dépôts (cadmies) dans leur partie supérieure.

La hauteur des nouveaux fours, du sol de l'usine à l'ouverture du gueulard, oscille entre 3^m,50 et 9^m,50.

La distance du plan des tuyères à la surface supérieure du lit de fusion, qui donne la mesure du rendement que les fours peuvent fournir, varie dans les nouveaux dispositifs de 3^m à 5^m,50. Elle s'élève dans quelques fours Pilz de Freiberg, à section horizontale circulaire, à 5^m,40 (jusqu'au tube abducteur des gaz); dans le four Pilz de Schemnitz à 3^m,50; dans le nouveau four Pilz de Friederichshütte à 3^m,75; dans le four Raschette à section horizontale rectangulaire (Altenau, Harz) à 5^m,07, dans les fours américains à section horizontale quadrangulaire à 3^m-5^m,48. La hauteur actuellement la plus usitée aux Etats-Unis est 3^m,50 à 4^m,20; celle de 5^m,40 n'y est qu'exceptionnellement employée pour des lits de fusion avec une teneur élevée en acide silicique et en chaux; on la rencontre, par exemple, dans un four construit par *Iles*, aux usines dites *Globe Smelters*, près Denver, pour la fonte de pareils lits de fusion.

La distance du plan des tuyères au point le plus bas du creuset ou du bassin oscille entre 0^m,50 et 1^m, suivant la manière dont les masses fondues sont extraites du four et la grandeur de celui-ci. On ne va pas au-delà de 1^m, parce que le plomb se refroidit dans le four lorsqu'on dépasse cette limite. Elle s'élève, par exemple, dans le four Pilz de Freiberg à 0^m,60, dans le four circulaire de Friederichshütte, près Tarnowitz, à 0^m,65; dans le four Raschette d'Altenau à 0^m,82 (0^m,82 jusqu'à la pierre de sole), dans les fours américains à 0^m,90-1^m.

On donne maintenant aux fours une section horizontale circulaire ou rectangulaire.

Le diamètre des fours circulaires ne peut pas dépasser certaines limites, parce que autrement le vent, à la pression permise, ne peut plus pénétrer jusqu'à l'axe du four, de sorte qu'il se produit un point mort. Si l'on va au-delà de la

pression permise, du plomb est volatilisé, du fer est réduit et la zone de fusion remonte dans le four.

La pression du vent varie ordinairement dans les fours à section horizontale circulaire entre 19 et 40^{mm} de mercure, suivant la fusibilité du lit de fusion et la grandeur du four. Avec les grands fours à section horizontale rectangulaire elle va jusqu'à 50-63^{mm}.

On ne donne pas au diamètre du four au niveau du plan des tuyères plus de 1^m,50. Ainsi, ce diamètre s'élève dans le four Pilsz de Freiberg, à la Muldener Hütte (avec une pression de vent de 35^{mm} de mercure), à 1^m,50; dans le four circulaire de Przibram, avec une pression de 40^{mm}, à 1^m,40; dans le nouveau four circulaire de Friederichshütte près Tarnowitz, avec 22,6^{mm} de pression, à 1^m,25; dans le four de Schmnitz, avec une pression de 25^{mm}, à 1^m,20. Aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord, on ne va guère au-delà de 1^m,06 (42 pouces) de diamètre, avec une pression de 25 à 50^{mm} de mercure. Un four de 2^m,10 de diamètre mentionné par *Probert*¹ et dans lequel les tuyères refroidies par de l'eau débordaient chacune dans le four de 0^m,609 et plus, ne semble pas avoir été adopté définitivement.

On ne peut passer en un temps déterminé dans les fours à section horizontale circulaire qu'une quantité déterminée de minerai, puisque d'après ce qui précède la surface du plan des tuyères ne doit pas dépasser une certaine grandeur.

Dans les fours à *section horizontale rectangulaire*, on peut au contraire donner à la surface du plan des tuyères une étendue plus grande que dans les fours circulaires, parce que, en prenant comme mesure des côtés courts du rectangle le diamètre indiqué pour le plan des tuyères des fours ronds, on peut donner aux longs côtés des dimensions beaucoup plus grandes que celle des côtés courts, sans voir se produire les inconvénients du plan des tuyères circulaire avec trop grand diamètre.

Lorsqu'il s'agit de passer en un temps déterminé une grande quantité de minerais, les fours à section horizontale rectangulaire doivent donc être préférés aux fours à section circulaire.

De pareils fours sont depuis quelque temps exclusivement employés aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord pour la fonte des minerais de plomb, tandis que maintenant on ne se sert des fours ronds que pour la fusion des produits secondaires de l'extraction du plomb. Aux Etats-Unis, la longueur du côté court du rectangle varie de 0^m,762 (30 pouces) à 1^m,06 (42 pouces); le côté long fut d'abord de 1^m,524, on alla ensuite jusqu'à 3^m,048, longueur qui actuellement est la plus fréquente. La plus grande longueur du rectangle s'élève dans un four de lles, aux usines *Globe Smelters*, près Denver, à 3^m,556. Tous les fours américains sont munis de chemises d'eau (*water-jackets*) dans la zone de fusion. Dans un four avec surface du plan des tuyères égale à 0^m,838 × 2^m,54 et muni de chaque côté de 5 tuyères ayant 82^{mm} de diamètre à leur orifice intérieur, on passe en 2½ heures, à une pression de 30^{mm} de mercure, environ 40 tonnes de minerai (45 tonnes américaines).

Dans le four Raschette d'Altenau, le côté court du rectangle au plan des tuyères est égal à 0^m,98, le côté long à 2^m.

La *section verticale des fours* va en s'élargissant des tuyères au gueulard. Cet élargissement a lieu graduellement ou bien le four s'élargit plus fortement du

¹ Eisslor, *The metallurgy of argentiferous lead*, London 1891.

plan des tuyères jusqu'à une hauteur déterminée, de façon à former des étalages et ensuite plus faiblement jusqu'au gueulard. Souvent aussi, les parois du four sont verticales au-dessus des étalages, ou bien le four présente un certain rétrécissement en allant vers le gueulard. Le dernier cas se présente lorsque les minerais à traiter renferment du zinc. Lorsque la teneur en zinc des minerais est élevée, le four est aussi renflé au-dessus du plan des tuyères (fours du Harz inférieur), afin d'éviter en ce point un rétrécissement trop rapide par le dépôt de cadmies.

Les fours à section horizontale circulaire vont ordinairement en s'élargissant uniformément du plan des tuyères au gueulard, tandis que les fours à section rectangulaire ont fréquemment des étalages. Cette dernière disposition a été trouvée si convenable aux États-Unis que maintenant tous les fours pour la fusion du plomb à section rectangulaire y sont construits avec étalages.

Parmi les fours sans étalages, le four circulaire Pils de la Muldener Hütte, près Freiberg, par exemple, avec une hauteur de 5^m,40 du plan des tuyères au gueulard, a un diamètre de 1^m,50 au plan des tuyères et de 2^m au gueulard ; le nouveau four de Schemnitz, avec une hauteur de 3^m,50 du plan des tuyères au gueulard, a un diamètre de 1^m,20 au plan des tuyères et de 1^m,50 au plan du gueulard ; parmi les fours de Friederichshütte, près Tarnowitz, l'un a, avec une hauteur de 3^m,75 du plan des tuyères au gueulard, un diamètre de 1^m,25 au plan des tuyères et de 1^m,75 au gueulard, l'autre, avec 4^m,50 de hauteur active, présente 1^m,25 de diamètre au plan des tuyères et 2^m au gueulard.

Parmi les fours rectangulaires sans étalages, le four Raschette d'Altenau, avec 5^m,07 de hauteur du plan des tuyères au gueulard, a 0^m,98 × 2^m au plan des tuyères et 1^m,36 × 2^m,10 au plan du gueulard.

Parmi les fours américains avec section horizontale rectangulaire et étalages, le four des *Omaha and Grant Smelting works*, près Denver, par exemple, a au plan des tuyères, ou à la partie inférieure des étalages, 0^m,914 × 2^m,04, à l'extrémité supérieure des étalages, qui ont une hauteur de 1^m,04, 1^m,219 × 2^m,31. A partir de là, le four s'élargit jusqu'au gueulard, sur une hauteur de 3^m,75, à 1^m,473 × 2^m,603.

Dans les nouveaux fours, les tuyères sont distribuées symétriquement autour du plan qu'elles occupent. On ne trouve que rarement des tuyères seulement dans la paroi postérieure des fours, comme c'était les cas autrefois, lorsque le chargement du lit de fusion et du charbon se faisait en colonnes verticales et que par suite la fusion avait lieu sous le nez des tuyères. Tandis qu'autrefois les petits fours n'étaient pourvus que de 1 à 3 tuyères, les grands fours, aussi bien les circulaires que les rectangulaires, en sont munis de 8 à 12 et quelquefois même de 14. Les fours Raschette possèdent 12 à 14 tuyères, il en est de même des fours américains à section horizontale rectangulaire. Le plus petit nombre de tuyères actuellement usité est de 3. On avait, au début, muni aussi d'une tuyère chacun des côtés courts des fours rectangulaires. Ce dispositif a été presque partout abandonné, parce que les tuyères établies dans ces côtés étaient une cause de gêne pour le travail. On les a remplacées dans une certaine mesure en rapprochant les tuyères des longs côtés aussi près que possible des extrémités de ceux-ci.

Disposition de la partie inférieure des fours (voy. p. 83). — On devra presque toujours employer des fours à creuset et ne se servir de fours à bassin qu'exceptionnellement, pour des lits de fusion très-riches en zinc et en fer, qui ren-

dent nécessaires un enlèvement fréquent des dépôts auxquels ils donnent lieu (crasses, cadmies, loups de fer). Les fours à œil doivent être exclus, parce qu'ils ne permettent pas aux masses fondues de se séparer aussi complètement (dans les bassins extérieurs) que les fours à creuset et à bassin.

Les fours à creuset offrent le grand avantage de retenir mieux la chaleur que

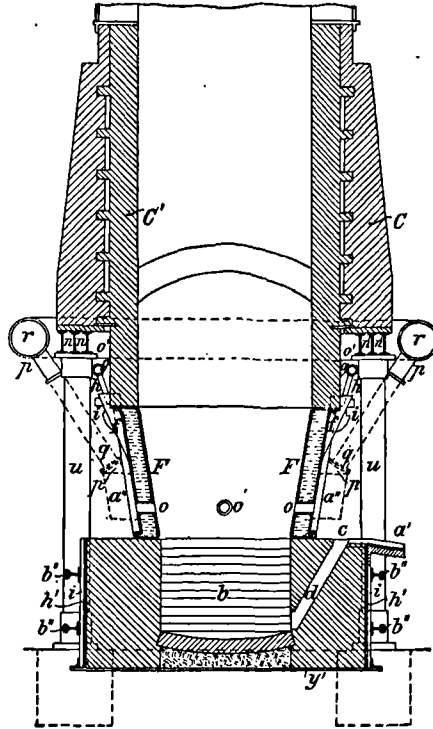


Fig. 226. — Four américain avec dispositif d'Arents pour l'écoulement continu du plomb (coupe verticale).

tous les autres dispositifs, de sorte que les masses fondues qui s'y trouvent acquièrent le degré de fluidité nécessaire pour que leur séparation les unes des autres se fasse complètement. La scorie surtout peut se séparer nettement d'avec le plomb. On laisse la scorie s'écouler du four sans interruption, dans des marmites, par les œils des scories et des gouttières adaptées à ces derniers ou bien on l'écoule de temps en temps et à des intervalles déterminés (toutes les 5 ou 10 minutes), en enlevant les tampons d'argile ou de brasque qui ferment les œils, lesquels sont aussi dans ce cas munis de gouttières courtes. Par l'écoulement périodique de la scorie, qui est exclusivement en usage dans les usines à plomb des Etats-Unis de l'Amérique du Nord, on conserve bien mieux la chaleur du four et la scorie est si fluide, qu'elle peut, sans se solidifier, traverser plusieurs marmites et être transportée à de très-grandes distances. Dans les fours où on ne peut passer en un temps déterminé qu'une quantité moyenne de minerais, il n'y a ordinairement qu'un seul trou de coulée pour les scories, tandis que

ceux qui permettent le passage d'une grande quantité sont munis de deux trous, par lesquels la scorie est écoulee alternativement ; il y a également deux trous de coulée dans les cas où les scories sont très-abondantes. Les fours à section horizontale rectangulaire ont une ouverture dans leur courte paroi antérieure et une autre dans la paroi postérieure, afin d'éviter un refroidissement des masses fondues sur la paroi postérieure. (Les trous de coulée des scories sont visibles dans les figures qui représentent les fours américains qui sont décrits plus loin.)

L'*écoulement du plomb des fours de fusion* (fours à creuset ou à bassin) a lieu périodiquement ou d'une manière continue, tandis que celui de la matte plombeuse et des speiss a lieu périodiquement.

L'*écoulement périodique* est pratiqué toutes les fois que les masses plombifères fondues (plomb et matte ou speiss) ont rempli le creuset ou le bassin. On arrête alors la soufflerie et, ouvrant le trou de coulée qui se trouve à la partie inférieure du creuset ou du bassin, on laisse le plomb (éventuellement aussi la matte plombeuse et les speiss) s'écouler dans un bassin extérieur établi au-dessous du trou de coulée. L'élimination subite de ces masses produit un espace vide, dans lequel tombe une certaine quantité de matières non encore fondues, ce qui, lorsque le lit de fusion s'y prête, donne lieu à la formation de dépôts et de lours dans le creuset ou le bassin. On peut restreindre dans une certaine mesure cette production de dépôts ou de lours en laissant dans le creuset ou le bassin une certaine quantité de plomb liquide, de façon que les masses qui y tombent flottent sur ce dernier et ne puissent pas adhérer au fond du creuset. Un autre inconvénient de l'écoulement périodique des masses métalliques consiste en ce que, par suite de l'arrêt de la soufflerie et le nettoyage indispensable des creusets (ou du bassin), l'opération de la fonte est ralentie et le four refroidi.

L'*écoulement continu* du plomb du creuset ou du bassin est produit d'après le principe des tubes communicants, le plomb liquide formant dans l'intérieur du four la branche d'un tube qui communique avec un second tube ou branche s'ouvrant en dehors du four. Dans cette dernière branche, le plomb fondu cherchera à s'élever aussi haut que dans le four. Par suite de la tension des gaz dans ce dernier et de la pression des masses liquides qui se trouvent au-dessus du plomb, il se tiendra même dans la branche extérieure à un niveau un peu plus élevé que dans l'intérieur du four. Si la branche en dehors du four est plus basse que le niveau normal du plomb à l'intérieur de ce dernier, le métal coule sans interruption par cette branche. Si l'extrémité supérieure de la branche extérieure s'élargit en forme cupule ou de creuset, le plomb peut être puisé directement dans l'une ou l'autre de ces cavités et versé dans des moules. On peut aussi l'écouler de ces dernières ou le laisser couler dans un bassin, duquel il est ensuite évacué.

Ce dispositif pour l'écoulement continu du plomb a été indiqué par l'ingénieur des mines *Arents*, de Clausthal, et introduit par lui d'abord dans l'Etat de Nevada. De là, il s'est répandu dans toutes les usines américaines, ainsi que dans une partie des usines de l'Europe.

La figure 226 représente ce dispositif tel qu'il est actuellement employé en Amérique. *b* est le creuset, *a* le tube avec lequel il communique. Ce dernier aboutit à la cupule *c*, de laquelle le plomb s'écoule par la gouttière *a'*. Dans les fours américains de construction récente, le dispositif, y compris la cupule (ou

le creuset), se trouve toujours dans la paroi du creuset (*b*), laquelle est entourée de plaques de fer et maintenue par des tirants, tandis que dans les anciens fours l'orifice du tube était en dehors de la paroi. Ce dernier cas se présente aussi dans les fours européens, comme on peut le voir sur la figure 227, qui représente le dispositif d'Arents dans un four circulaire de Schmnitz. *a* est le tube communiquant avec le creuset, dont il traverse la paroi ; *h* est le creuset extérieur, dans lequel le tube débouche et duquel le plomb s'écoule dans le bassin en fonte *w*.

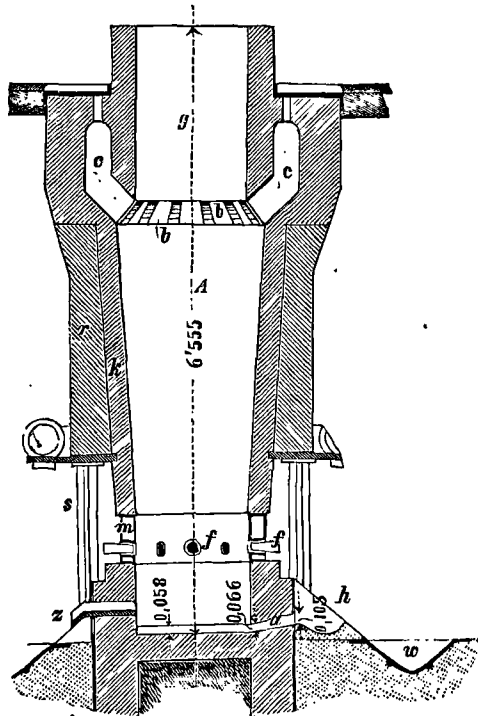


Fig. 227. — Four circulaire de Schmnitz avec dispositif d'Arents pour l'écoulement continu du plomb (coupe verticale).

Le tube était primitivement en fonte et débouchait dans un réservoir cylindrique également en fonte, qui était revêtu d'argile. Maintenant, on n'emploie plus la fonte pour le tube, mais il est formé des matériaux qui composent la paroi du creuset. Aux États-Unis, où les parois de ce dernier consistent uniquement en briques réfractaires, le tube et le réservoir qui le termine sont ménagés dans ces parois et le premier a une section carrée de 0,076 à 0,100^m carrés de grandeur. On ne donne jamais aux parois du creuset une épaisseur plus faible que 0^m,558. Pour les creusets garnis de brasque avec bassin extérieur, on ménagera le tube dans la brasque en appliquant celle-ci. Pour évacuer le plomb du four lors de la mise hors feu de celui-ci, on peut percer le métal par un canal de coulée particulier aboutissant à l'extérieur.

On peut aussi employer le dispositif d'Arents pour l'écoulement des mattes et des speiss. Ces corps, lorsque les scories sont percées périodiquement (comme

c'est généralement le cas en Amérique), sont écoulés en même temps que ces dernières dans des marmites à scories, où on laisse les différents corps se séparer les uns des autres suivant leurs poids spécifiques.

Lorsque les scories ne sont pas percées périodiquement, on fait écouler la matte par des trous particuliers ménagés au-dessous des œils des scories.

Le dispositif d'Arents n'est pas applicable lorsque la charge offre une grande teneur en cuivre. Dans ce cas, il se forme un alliage de cuivre et de plomb difficilement fusible, qui se dépose au fond du creuset et obstrue le tube d'écoulement du plomb. On peut remédier à cet inconvénient jusqu'à un certain degré en laissant dans le lit de fusion une quantité de soufre suffisante pour former une matte avec le cuivre. Mais, dès que la teneur en cuivre du lit de fusion dépasse une certaine limite (10-12 p. 100), on ne peut plus éviter la formation de l'alliage en question.

Le dispositif d'Arents offre les avantages suivants : La sortie continue du plomb du four supprime le travail insalubre de la percée du métal ; il reste toujours dans le four une certaine quantité de plomb liquide, ce qui empêche la formation de dépôts et de lours sur le fond du creuset (ou du bassin) ; le nettoyage du creuset et le passage du vent à travers ce dernier sont évités.

Ce mode d'évacuation du plomb devrait donc être appliqué dans tous les cas où la crainte d'une obstruction du tube débouchant à l'extérieur ne rend pas son emploi impossible.

Dans les nouveaux fours, les parties des parois qui entourent la zone de fusion sont formées d'une chemise en fer creuse et refroidie avec de l'eau (*water-jackets furnaces* — fours à chemise d'eau). Cette chemise peut être en fonte, en acier fondu ou en fer doux. On préfère en général le fer doux (tôle à chaudière), à cause de sa plus grande solidité. L'acier fondu ¹ aurait été aussi trouvé très bon (aux *Hanauer works*, près de Saltlake City, Utah). La chemise d'eau est employée aussi bien pour des fours circulaires que pour des fours à section horizontale oblongue. Dans le premier cas, elle se compose de segments creux, dans le second de caisses en forme de parallépipèdes, qui sont reliées les unes aux autres par des vis. Dans les segments ou les caisses sont établies des bottes dans lesquelles le vent est introduit.

Dans les fours à section horizontale circulaire, la chemise d'eau est ordinairement verticale, tandis que dans les fours à section rectangulaire et à étalages elle est inclinée. Aux *Etats-Unis de l'Amérique du Nord*, on emploie exclusivement la chemise d'eau inclinée pour tous les nouveaux fours à section rectangulaire. Lorsqu'elle est en fonte, elle est brisée de façon à former un angle correspondant à celui des étalages, tandis que lorsqu'elle est en fer doux elle n'est pas brisée, mais inclinée suivant l'angle d'inclinaison des étalages.

Les figures 228 à 230 montrent la disposition d'un four à chemise d'eau brisée en fonte, les figures 231 à 233 celle d'un four à chemise d'eau en fer doux ².

Dans les premières figures, E est la chemise d'eau formée d'une série de caisses en fonte. La largeur intérieure des caisses s'élève à 0^m,152, l'épaisseur de la fonte à 0^m,0127 environ.

Les différentes caisses sont fixées les unes aux autres dans le voisinage de leurs extrémités supérieure et inférieure au moyen de boulons et de vis traver-

¹ *Trans. of the Americ. Inst. of Min. Engin.*, XVII, p. 131.

² Hofman, *Metallurgy of Lead*.

sant les oreilles y venues de fonte avec les caisses. L'eau de réfrigération arrive par le tuyau g dans le tube h et de ce dernier dans les caisses par les appareils d'alimentation en fonte (*feeders*) f , qui sont vissés sur la paroi extérieure des

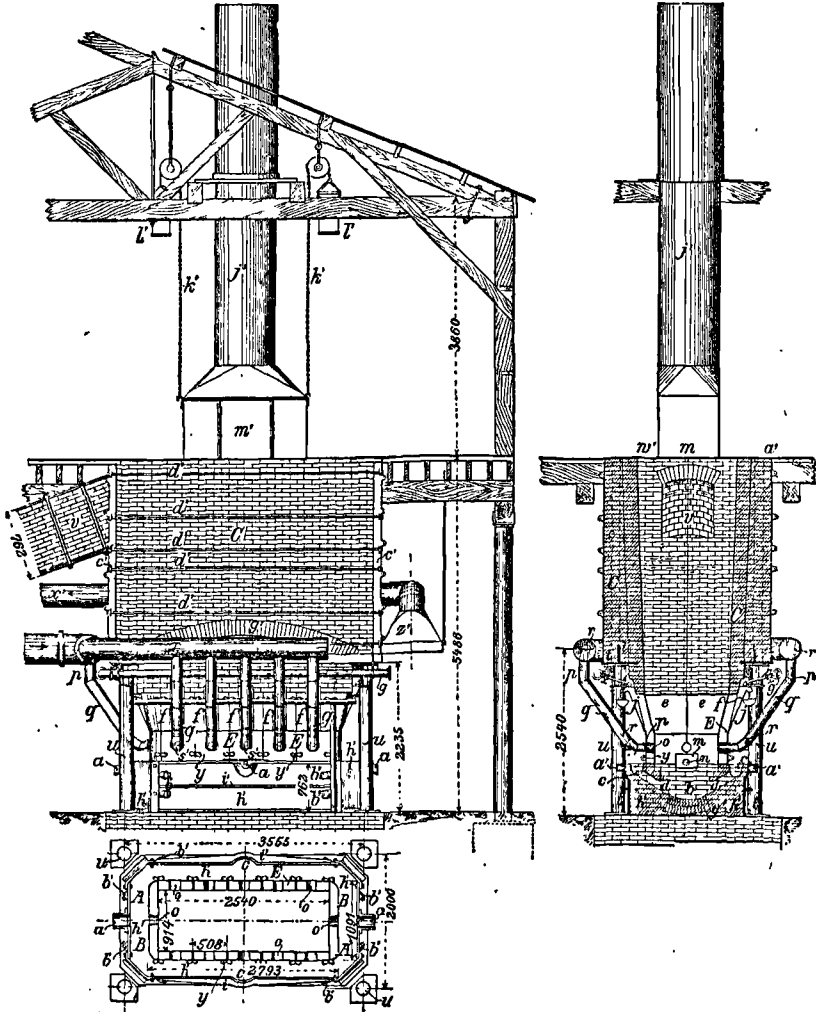


Fig. 228, 229 et 230. — Four américain à chemise d'eau brisée en fonte, rectangulaire.

caisses. L'eau descend peu à peu au fond de ces dernières et fait écouler peu à peu celle qui s'est échauffée dans l'auge j qui entoure le four et de laquelle elle s'échappe par un tube. Le vent est introduit dans le four par les boîtes o . La boue qui se dépose au fond des caisses est enlevée de temps en temps par des ouvertures (non visibles dans les figures), dont celles-ci sont munies et qui sont tenues fermées au moyen de plaques de fer vissées. Le trou de coulée pour la scorie forme dans la caisse n une boîte également refroidie par de l'eau. La

chemise d'eau repose tout entière sur le bord supérieur des parois du creuset. Sa hauteur est en moyenne de 1 mètre.

Fig. 231. — Four américain rectangulaire à chemise d'eau en fer doux ; coupe longitudinale.

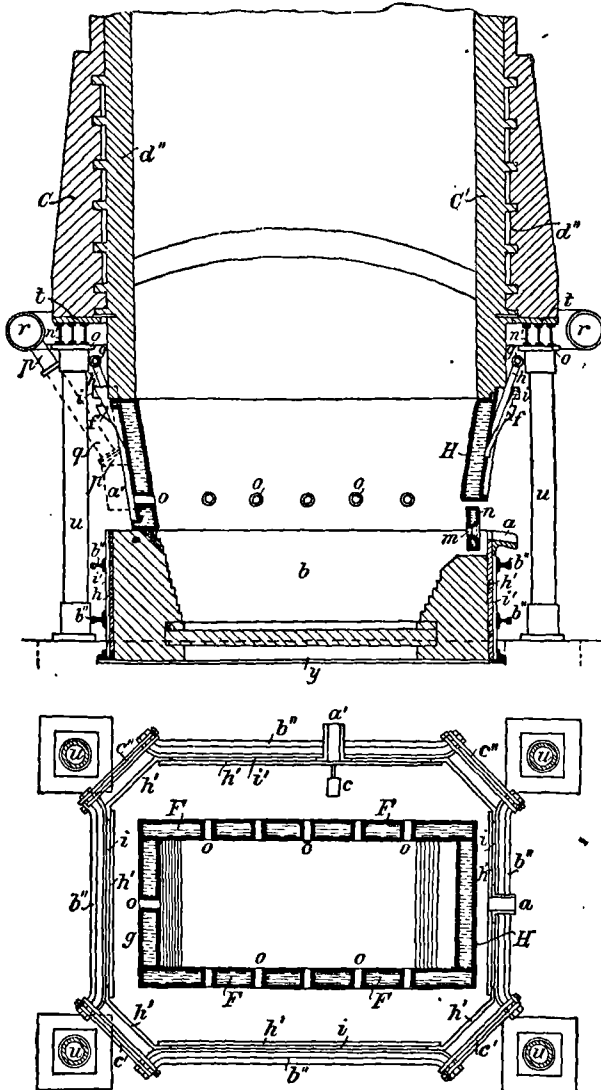


Fig. 232. — Four américain rectangulaire à chemise d'eau en fer doux ; coupe horizontale.

Le milieu des boîtes à vent est à $0^m,254$ au-dessus du fond de la chemise d'eau. A $0^m,254$ au-dessus de ce milieu commence la brisure (ou l'angle des étales) de la chemise d'eau.

Les figures 231 à 233 représentent un four à chemise d'eau en fer doux. *F* est la chemise d'eau. *oo* sont les boîtes à vent, *f* les dispositifs pour l'introduction de l'eau (*feeders*), qui sont vissés sur chacune des caisses; *i*, *i'* sont les gouttières, par lesquelles s'écoule l'eau échauffée. Le nombre des caisses qui composent la chemise d'eau est de 4, une de chaque côté du four.

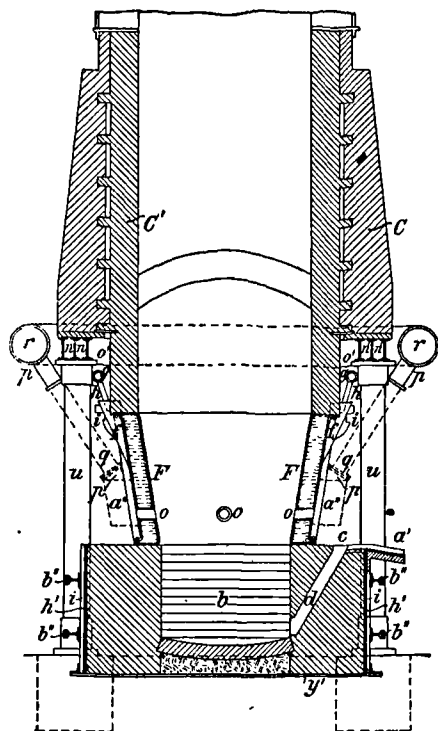


Fig. 233. — Four américain rectangulaire à chemise d'eau en fer doux ; coupe transversale.

n est la caisse à eau pour le trou de coulée des scories *m*. Celui-ci s'élargit de 0^m,063 à 0^m,126.

La consommation d'eau pour le refroidissement de la chemise, dans un four américain de 0^m,914 × 1^m,06 au plan des tuyères et produisant une scorie calcaire, s'élève en moyenne à 11 gallons (50 litres) par minute.

Les fours à section horizontale circulaire ont des chemises d'eau en fonte ou en fer doux. Aux États-Unis, on n'emploie pour ces fours que des chemises en fer doux. Le nombre des segments va jusqu'à 12. L'eau froide pénètre par des tubes dans la partie la plus basse du segment, tandis que l'eau chaude en sort par des tubes particuliers adaptés à la partie supérieure. La chemise d'eau des anciens fours Pilsz de Freiberg se compose de 8 segments en tôle, celle des nouveaux de 12. La hauteur des segments est de 0^m,50, l'intervalle entre les deux tôles de 200^{mm}. Les figures 234 à 236 représentent la disposition d'un *four de Freiberg* avec chemise d'eau composée de 8 segments.

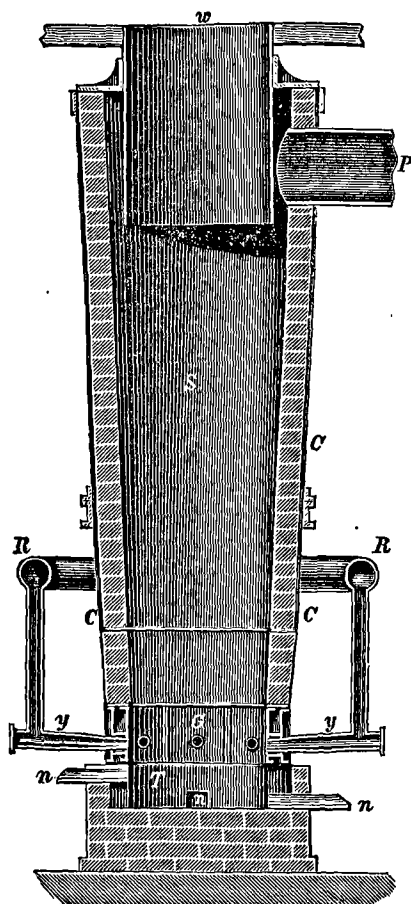


Fig. 234. — Four rond de Freiberg (four Pilz) avec chemise d'eau ; coupe verticale.

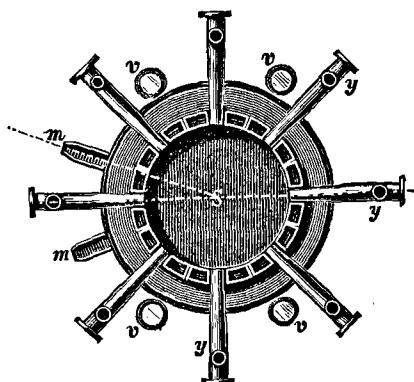


Fig. 235. — Four rond de Freiberg avec chemise d'eau ; coupe horizontale.

Dès qu'on a à sa disposition une quantité d'eau pure suffisante, on doit toujours employer le refroidissement par l'eau.

La *pression du vent* oscille, suivant le mode du chargement et la grandeur du four, entre 15 et 63^{mm} de mercure. Le diamètre de l'orifice de sortie du vent

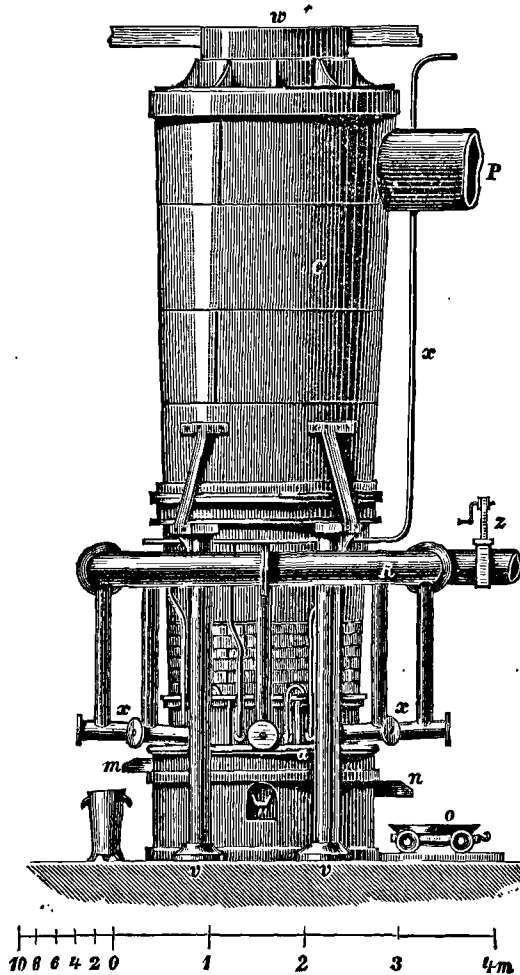


Fig. 236. — Four rond de Freiberg avec chemise d'eau ; vue extérieure.

(du nez des tuyères) varie de 5 à 9^{cm}. En Amérique, il est en moyenne de 7^{cm},6. D'après *Hahn*¹, une tuyère, dont l'orifice offre cette grandeur, suffit pour chaque 0^{mc},1858 (2 pieds carrés américains) de surface du plan des tuyères.

Le *vent* est produit au moyen de ventilateurs (*blowers*), parce que ces dispositifs sont peu coûteux et simples et fournissent le vent à une pression suffisante. En Europe, on emploie le ventilateur de Root (*Root blower*), tandis que en Amérique

¹ *Mineral resources of the United States*, 1882, p. 336.

et en Australie on se sert surtout de celui de Baker (*Baker blower*). L'appareil de Root est aussi depuis quelques années en usage en Amérique.

Le vent est introduit par des buses dans le four ou dans les boîtes des tuyères, ou bien avec les fours à chemise d'eau on établit des boîtes à vent, qui d'un côté sont unies aux différentes chemises et de l'autre aux tubes adducteurs du vent. De ces boîtes, le vent pénètre directement, sans l'intermédiaire de buses, dans les boîtes des tuyères. Cette disposition, qui est visible dans les figures 231 et 232, offre l'avantage d'empêcher les pertes de vent. La boîte à vent est munie sur le côté postérieur de 2 ouvertures que l'on peut fermer. Par l'ouverture supérieure on peut pénétrer avec des outils dans les boîtes des tuyères, tandis que par l'inférieure on peut faire sortir le vent et les gaz du four.

L'emploi du vent chauffé dans la fonte du plomb n'a pas les avantages qu'il présente dans l'extraction de la fonte, parce que cette opération ne nécessite pas une température très élevée. La volatilisation de plomb et la formation de loupes par réduction de fer à la haute température que l'on obtient avec l'air chauffé, empêche d'ailleurs que l'on puisse, par l'emploi de ce dernier, réaliser une économie de combustible. C'est pour cela que l'air chaud n'est pas employé dans l'extraction du plomb.

Nous allons maintenant expliquer par une série d'exemples les dispositions des différents fours construits d'après les principes qui viennent d'être exposés.

Anciens fours.

Les anciens fours avec chargement en colonne sont actuellement généralement remplacés par de grands fours à chargement horizontal et n'ont plus par suite qu'un intérêt historique. C'est pour cela que nous n'en parlerons que brièvement.

Les *fours à manche* étaient des fours bas à section horizontale carrée ou trapézoïde, avec une ou deux tuyères dans la paroi postérieure, et que l'on chargeait du sol de l'usine. L'introduction de la charge se faisait en colonnes. On marchait avec gueulard clair, la dépense en combustible et en main-d'œuvre était considérable et la perte en métal très-grande.

Parmi les *anciens demi hauts-fourneaux*, nous mentionnerons l'ancien four du Harz Inférieur, le four de Vogl modifié par Wellner et le four de Stolberg.

L'*ancien four du Harz Inférieur*, que représentent les figures 237 et 238, est un four à bassin à deux tuyères, avec section horizontale trapézoïde. A l'intérieur, le four se rétrécit supérieurement par suite de l'inclinaison de la paroi postérieure. A est la cuve, F le bassin, D l'embrasure des tuyères, B l'ouverture de charge, E le muraillement, M une hotte pour l'entraînement des vapeurs, H le bassin de coulée extérieur, K la voie des scories, G l'avant-croiset. A la partie inférieure de la paroi antérieure se trouve l'*assiette au zinc* (*Zinkstuhl*). Cette dernière consiste en une plaque de schiste horizontale établie perpendiculairement à la paroi antérieure et sur laquelle s'appuie une autre plaque de schiste verticale. Sur la première plaque, on disposait du menu de charbon de bois, dans lequel le zinc réduit et une partie du plomb étaient recueillis. Par une gouttière adaptée dans la paroi antérieure, ces métaux s'écoulaient dans un petit bassin placé en-dehors du four. Lorsque, lors de la fonte, on remplaçait le charbon de bois par du coke, il ne se condensait plus de zinc dans l'assiette à cause de la haute température et de la formation d'une quantité plus

grande d'acide carbonique, par lequel le zinc est oxydé. Le lit de fusion et le

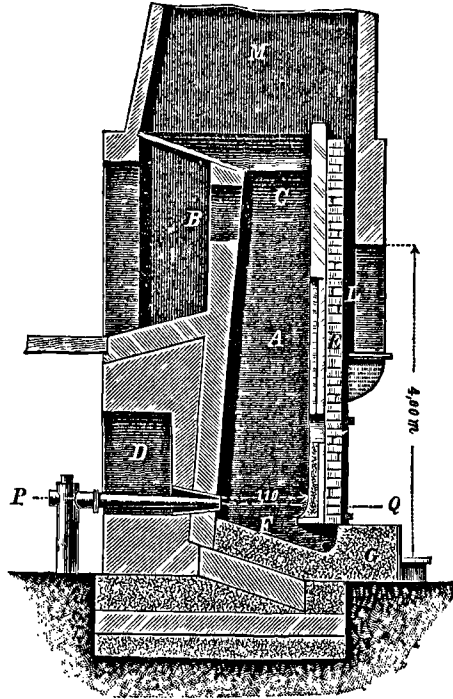


Fig. 237. — Ancien demi haut-fourneau du Harz inférieur pour la fonte du plomb, coupe verticale d'avant en arrière.

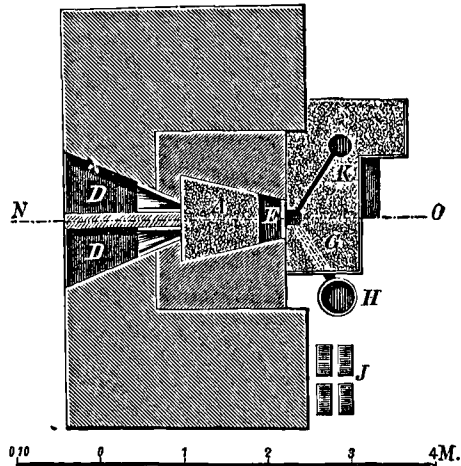


Fig. 238. — Ancien demi haut-fourneau du Harz inférieur pour la fonte du plomb ; coupe horizontale.

combustible étaient introduits en colonnes verticales (le premier par la paroi

postérieure, le second par l'antérieure). La pression du vent s'élevait à 25^{mm} de mercure.

Afin de volatiliser le zinc contenu en grandes quantités dans le lit de fusion, on travaillait avec gueulard clair. On passait, en 24 heures, dans ce four, 7250 kilogr. de minerai ou 11000 kilogr. de lit de fusion. Les campagnes ne duraient

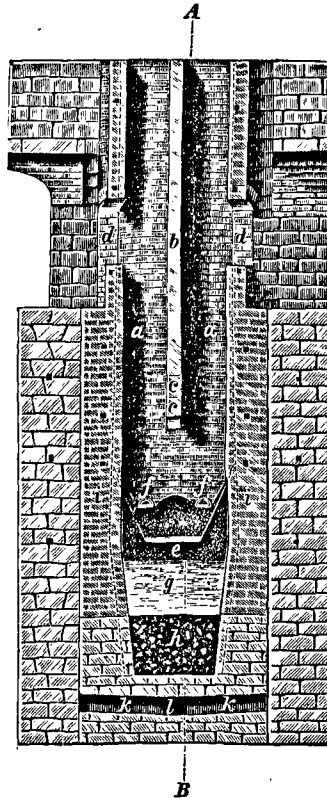


Fig. 239. — Four de Vogl modifié par Wellner (Freiberg); coupe transversale.

que 10 à 12 jours, parce que, dans cet espace de temps, le four était tellement rétréci par des dépôts zingueux, qu'une marche régulière était devenue impossible.

Ces fours ont été remplacés par les fours circulaires décrits p. 335.

Le *four de Vogl modifié par Wellner*, tel qu'il était autrefois employé à Freiberg, est représenté par les figures 239 et 240. Ce four a été muni par Wellner, dans sa partie supérieure, d'une cloison en maçonnerie *b*, afin d'obtenir une descente uniforme du lit de fusion et du combustible chargés en colonnes. *k*, *l*, *m* sont des canaux pour le dégagement de l'humidité. *h* est une sole en scories, *g* une sole en argile et *e* la sole en brasque, dans laquelle est creusé le bassin. *n* est la voie des scories, *i*, *i* sont les parois verticales du four. *p* est la paroi antérieure inclinée dans sa partie inférieure à cause de l'élargissement que présente en ce point l'intérieur du four. *o* est le mur de poitrine, *q* le mur

de tuyère. α l'embrasure des tuyères ; d, d sont les ouvertures du gueulard, f, f les tuyères.

Ce four a été remplacé par le four Pilz, décrit précédemment (p. 326) et dont il va encore être bientôt question.

Le four de Stolberg, tel qu'il était autrefois employé à Freiberg, est représenté par les figures 241 à 243. C'est un four à bassin avec section horizontale trapé-

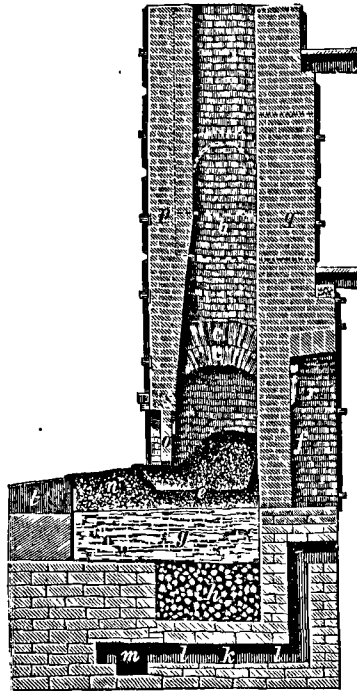


Fig. 240. — Four de Vogl modifié par Wellner ; coupe verticale suivant AB de la figure 239.

zoïde et rétrécissement de celle-ci au niveau des étagères. k est la chemise, r le muraillement, S le bassin, H l'avant-creuset. M, M sont deux bassins de coulée en brasque. N sont les tuyères établies dans la paroi postérieure ; Z est l'ouverture de charge ; W sont les canaux pour le dégagement de l'humidité. Ces fours ont été aussi remplacés à Freiberg par les fours Pilz.

Nouveaux fours.

Les nouveaux fours ont une section horizontale circulaire ou rectangulaire. Lorsqu'on aura en vue une grande production, on devra préférer les fours à section rectangulaire aux fours à section circulaire.

Parmi les fours à section circulaire, nous mentionnerons le four de Freiberg (four Pilz), le four de Przibram et les nouveaux fours du Harz Inférieur, parmi les fours à section rectangulaire, le four Raschette et les nouveaux fours américains.

Le four de Freiberg (*four Pils*), avec 8 tuyères, a déjà été représenté par les figures 234 à 236. Dans ces figures, S est la cuve, C l'enveloppe en fer doux en-

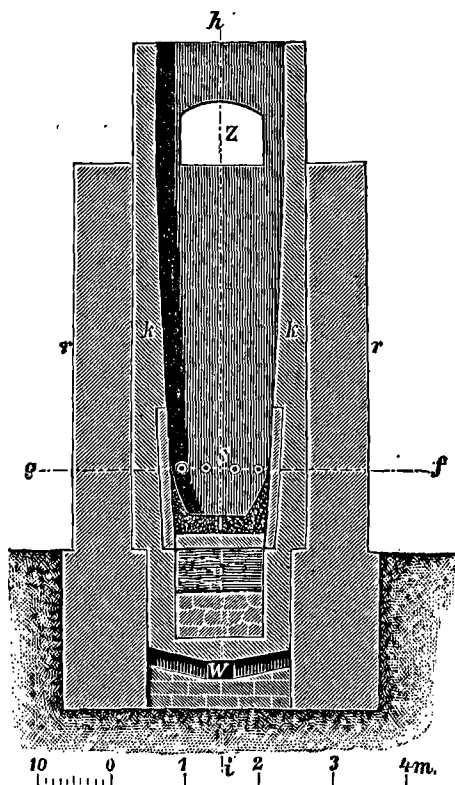


Fig. 241. — Four de Stolberg ; coupe verticale suivant *po* de la figure 243.

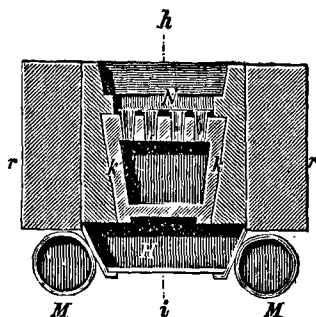


Fig. 242. — Four de Stolberg ; coupe horizontale suivant *gf* des figures 241 et 243.

tourant la chemise ; *v* sont des colonnes en fonte qui soutiennent l'enveloppe en fer et la majeure partie de la maçonnerie. *G* sont les étalages ; *T* est le creuset, dont les parois se composent de briques réfractaires ; *n* sont des gouttières pour

écouler du creuset la matle ou le plomb dans les vases *o* amenés au-dessous d'elles. *m, m* sont les gouttières des scories, par lesquelles celles-ci sont écoulées alternativement. Les étalages sont libres et ont comme paroi une chemise d'eau. Cette dernière se compose de 8 caisses en forme de segments de cercle rivées les unes aux autres et ayant chacune 20^{cm} de largeur et 50^{cm} de hauteur. Les

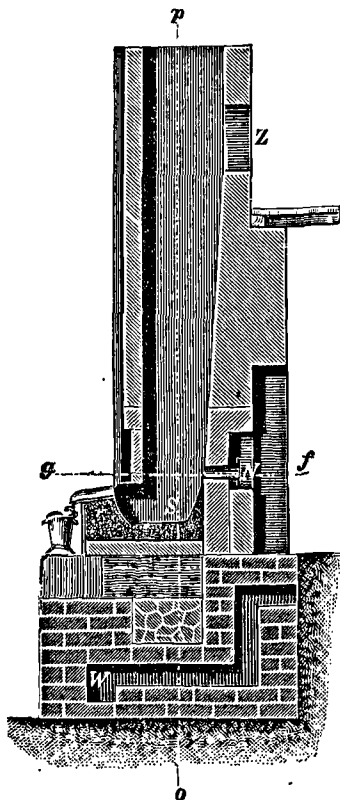


Fig. 243. — Four de Stolberg ; coupe verticale suivant *hi* des figures 241 et 242.

buses *y* pénètrent dans des ajutages tubulaires qui traversent les parois des caisses. *w* est un cylindre en tôle suspendu dans le gueulard, qui fait passer le gaz se dégageant du four dans le tube abducteur *p*. La hauteur totale de la cuve est de 8 mètres, son diamètre est égal à 1^m,95 au gueulard, et à 1^m,50 au plan des tuyères. Les nouveaux fours ont 12 tuyères au lieu de 8. Leur hauteur du sol de l'usine au gueulard s'élève à 5^m,20-8^m,50, leur diamètre au plan des tuyères à 1^m,50 et au gueulard à 2^m. En 24 heures on y passe, à une pression de 23^{mm} de mercure, 30 à 35 tonnes de minerai et une égale quantité de scories. Pour 15 tonnes de lit de fusion, on consomme 1 tonne de coke, c'est-à-dire 22 p. 100 du poids du minerai. Le lit de fusion contient en moyenne 20 à 30 p. 100 de plomb et 10 p. 100 de zinc.

Le four construit par l'ancien conseiller des mines de Freiberg *Pitz* et qui porte son nom est devenu sur le continent le modèle pour les fours de fusion du plomb.

Le four de *Przibram* (Bohême) est représenté par les figures 244 et 245 ; sa che-

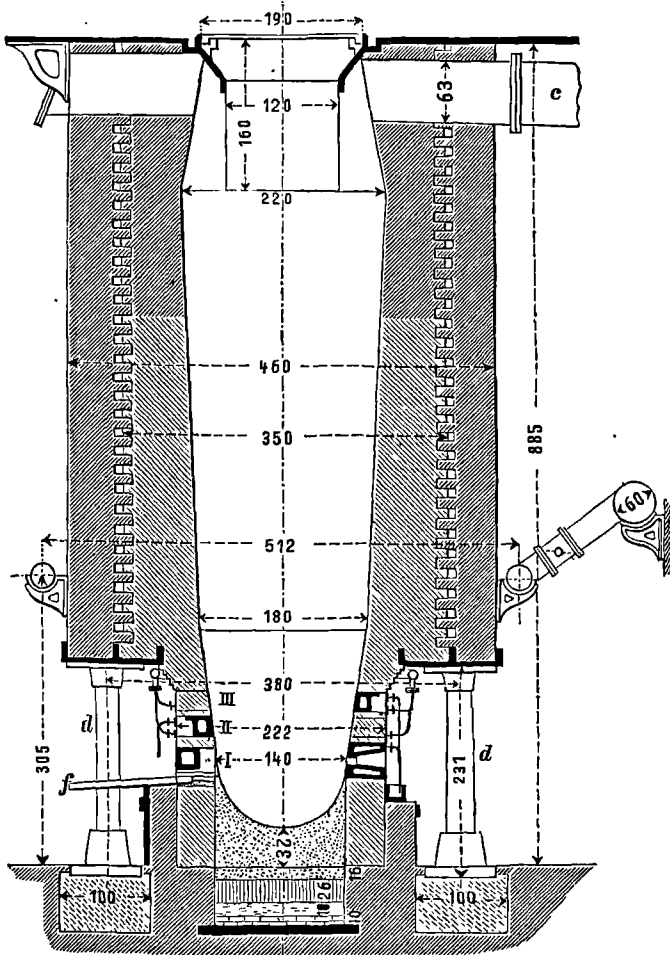


Fig. 244. — Four rond de Przibram ; coupe verticale suivant AB de la figure 245.

mise est entourée d'un muraillement; il possède 8 tuyères et trois séries superposées de caisses en fonte pour le refroidissement des étalages; l'élimination du plomb du four a lieu d'une manière continue au moyen du dispositif d'Arents. *f* est la gouttière des scories; *d, d,* sont des colonnes de soutènement; *b, b* sont des supports pour deux buses (qui ne reposent pas comme les autres sur des consoles fixées aux colonnes de soutènement). Le creuset est fait dans une sole en brasque. Le fondement de l'intérieur du four est formé d'une plaque de fer épaisse. Dans un pareil four de 8^m,85 de hauteur totale et de 1^m,40 de diamètre

au plan des tuyères, on passe en 24 heures, à une pression de vent de 40^{mm} de mercure (le diamètre de chacune des 8 tuyères étant de 60^{mm}), 31 tonnes de lit de fusion ou 22 tonnes de minerai. Pour 100 tonnes de minerai, on consomme 16,39 t. de coke et 56,13 hectolitres de charbon de bois.

Le nouveau four du Harz Inférieur pour la fonte de minerais contenant de la baryte sulfatée et beaucoup de zinc est représenté par les figures 246 à 251.

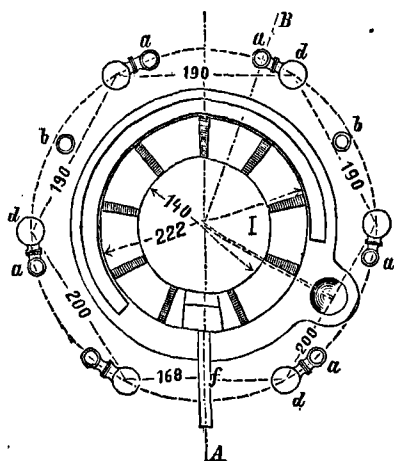


Fig. 245. — Four rond de Przibram ; coupe horizontale.

C'est un four à bassin avec sole en brasque (à cause de la grande teneur en zinc du lit de fusion) ; il a 5 tuyères ; sa hauteur est de 6^{m} du sol de l'usine au gueulard et de $5^{\text{m}},64$ du plan des tuyères au gueulard. Le plan des tuyères est à $0^{\text{m}},36$ au-dessus du sol de l'usine. Le four s'élargit au-dessus des tuyères, afin d'éviter un trop grand rétrécissement de la cuve par le dépôt de cadmies. Son diamètre s'élève sur la sole à $0^{\text{m}},50$, au plan des tuyères à 1^{m} , à 1^{m} au-dessus de ce plan à $1^{\text{m}},25$ et au gueulard il redevient égal à 1^{m} .

Le rétrécissement du four vers le gueulard a pour but d'éliminer de la cuve aussi rapidement que possible les vapeurs de zinc, dont la production est inévitable, et par suite de restreindre autant que possible la formation de cadmies dans la partie supérieure du four. Les gaz s'échappent par un tube suspendu dans le gueulard. La pression du vent s'élève à $30-35^{\text{mm}}$ de mercure. Les étalages ne sont pas refroidis. Les tuyères à eau, qui ont une inclinaison supérieure de 3° et 5° de diamètre à leur orifice intérieur, sont des tuyères dites à injection. Dans un pareil four, on passe en 24 heures 8,5 à 10 tonnes de minerai avec une consommation en coke de 20 p. 100.

Parmi les fours à section horizontale rectangulaire, nous devons citer comme le plus ancien le four *Raschette*, ainsi appelé du nom de son inventeur. Ce four a deux parois courtes verticales et deux parois longues inclinées, ainsi que deux bassins collecteurs pour les masses fondues du côté de ses parois courtes. C'est ordinairement un four à bassin avec sole en brasque, ayant par conséquent deux bassins, qui adossés au milieu de la sole forment un chevalet. Les tuyères sont ordinairement au nombre de 5 sur chacun des deux côtés longs ; quelques fours ont aussi une tuyère sur chacun des deux côtés courts. Les tuyères sont établies

sur les longs côtés du four soit parallèlement aux surfaces du chevalet, soit sur un plan horizontal.

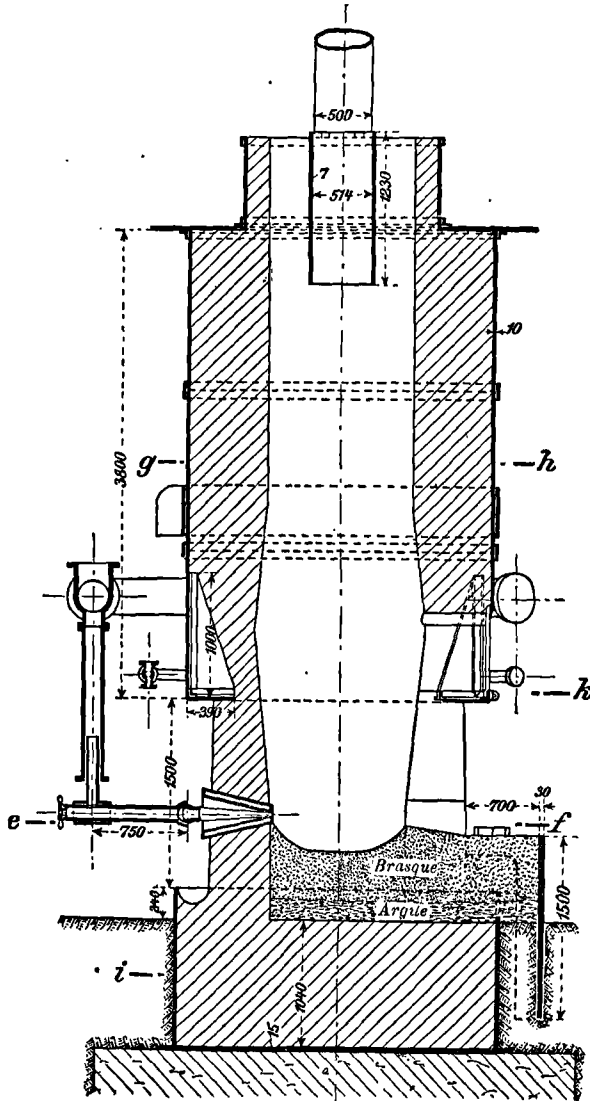


Fig. 246. — Nouveau four du Harz inférieur; coupe verticale suivant *ab* de la figure 249.

La disposition d'un des plus anciens fours Raschette de l'usine d'Altenau, au Harz Supérieur, est représentée par les figures 252 et 253 (p. 341).

e, e sont les deux bassins, *v, v* les deux parois antérieures; *h, h* sont des conduits qui entraînent dans les canaux à poussière *b* les vapeurs de plomb qui s'échappent du côté des faces de travail du four; *c* sont les tuyères; *a* est l'ouverture du gueulard.

La hauteur du four s'élève de la pierre de sole au plan moyen des tuyères à $0^m,85$ et de ce dernier au gueulard à $5^m,07$. Le plan des tuyères a $0,98 \times 2,10^m$ carrés.

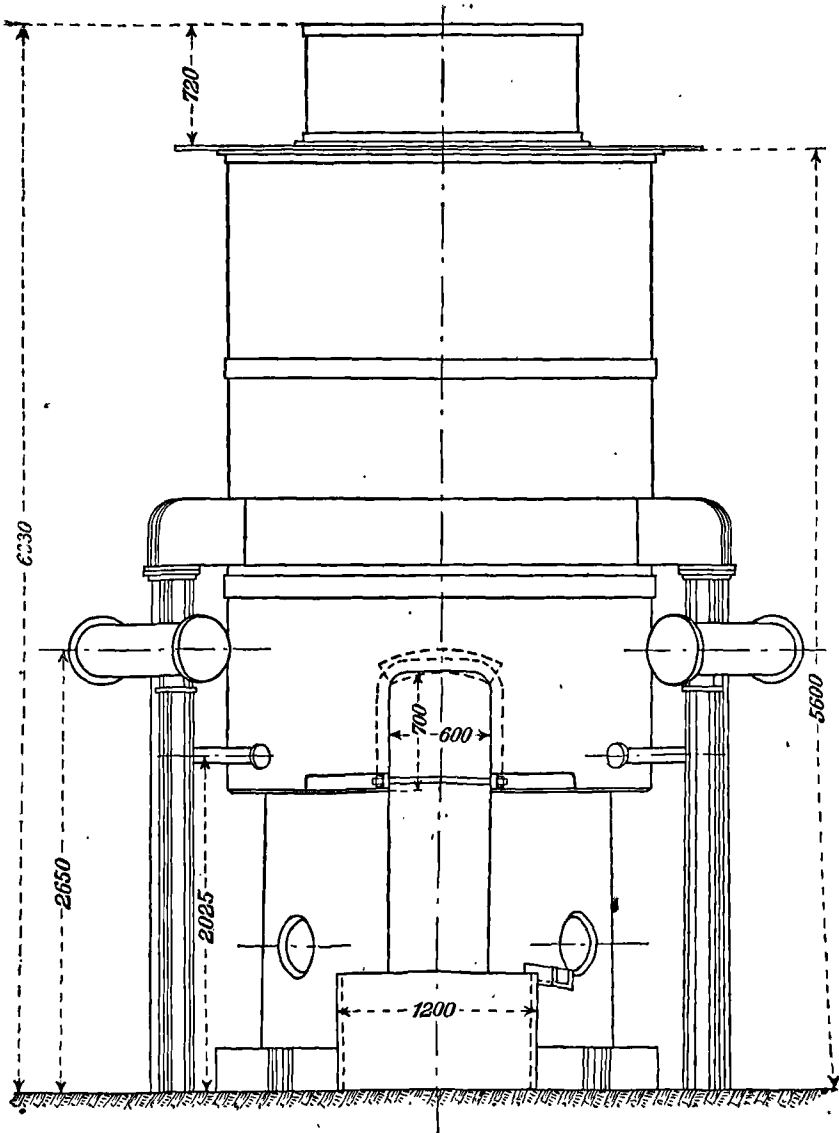


Fig. 247. — Nouveau four du Harz inférieur; vue antérieure.

La section horizontale au gueulard est égale à $1,36 \times 2,10^m$ carrés. La pression du vent s'élève à $18-24^{\text{mm}}$ de mercure. Le nez des 10 tuyères a 5^{cm} de diamètre

intérieur. Actuellement les tuyères ne sont plus disposées sur un plan incliné, comme dans le dessin, mais établies dans un plan horizontal. En 24 heures, on passe 10 tonnes de minerai de plomb grillé.

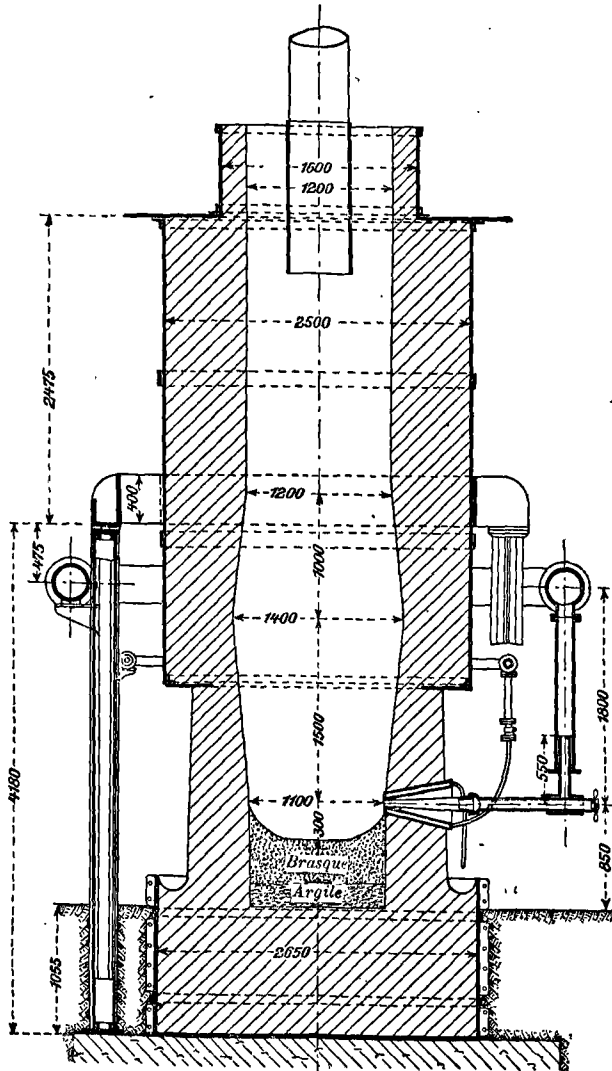


Fig. 248. — Nouveau four du Harz inférieur; coupe verticale suivant *cd* de la figure 251.

La consommation en coke s'élève à 32 p. 100 du poids du minerai.

La disposition des fours américains est mise en évidence par les figures 228 à 233 déjà données précédemment (p. 224 à 226).

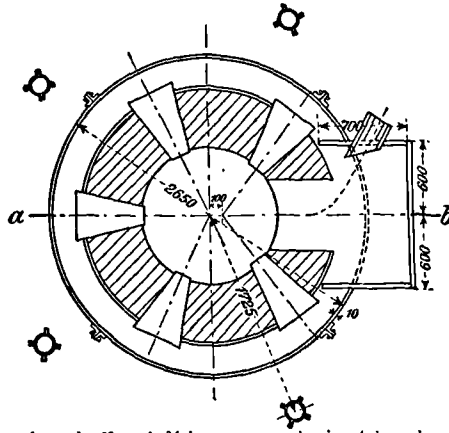


Fig. 249. — Nouveau four du Harz inférieur ; coupe horizontale suivant *ef* de la figure 246.

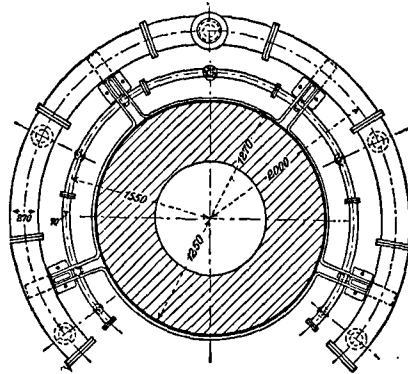


Fig. 250. — Nouveau four du Harz inférieur ; coupe horizontale suivant *gh* de la figure 246.

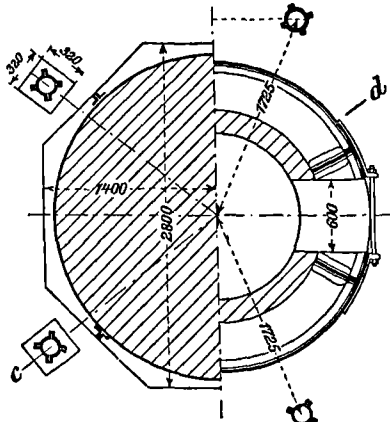


Fig. 251. — Nouveau four du Harz inférieur ; coupe horizontale suivant *ik* de la figure 246.

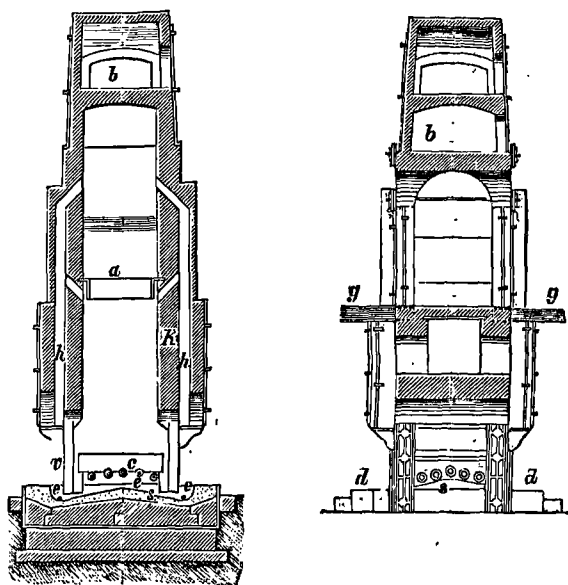


Fig. 252 et 253. — Four Raschette d'Altenau. (Echelle en pieds du Hanovre.)

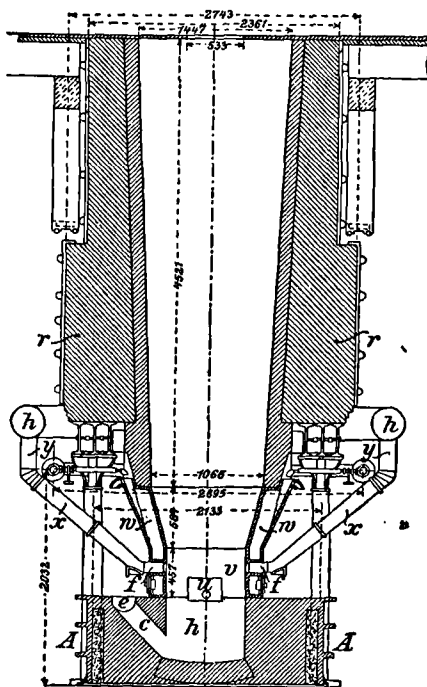


Fig. 254. — Four américain des Globe Smelting works (Colorado); coupe verticale.

Le four établi en 1891 par les usines dites *Globe Smelting works*, près Denver, au Colorado, que l'auteur a visitées en 1892, est représenté par les figures 254 à 256. Comme tous les nouveaux fours américains, ce four est muni d'une chemise d'eau

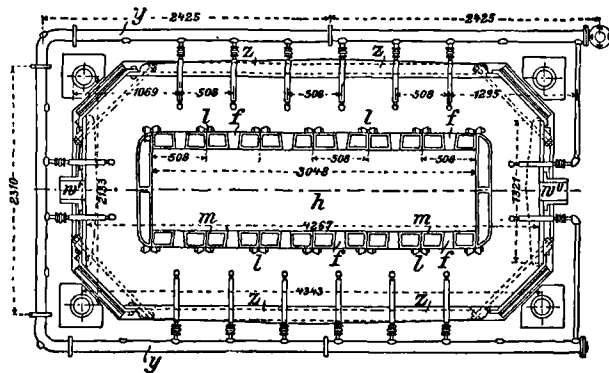


Fig. 255. — Four américain des Globe Smelting works; coupe horizontale.

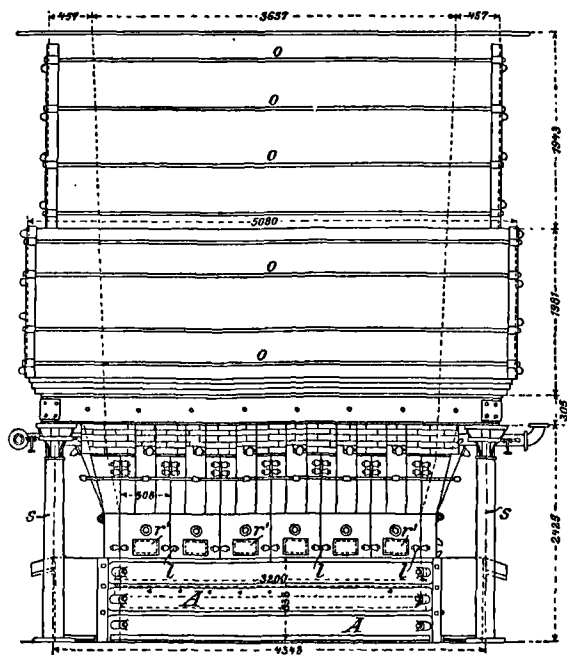


Fig. 256. — Four américain des Globe Smelting works; vue extérieure.

(*water-jacket*) dans la zone de fusion et du dispositif d'Arents pour l'évacuation du plomb. Indépendamment de la chemise intérieure, il possède un muraillement *r*, renforcé inférieurement et supporté par des colonnes en fonte. Ce renforcement du muraillement dans sa partie inférieure procurerait une grande économie de combustible. C'est pour cela que maintenant tous les fours américains sont

construits avec muraillement renforcé inférieurement. w est la chemise d'eau, h le creuset ; c est le dispositif Arents pour l'écoulement du plomb, terminé extérieurement par un élargissement cupuliforme e . l sont les oreilles à l'aide desquelles les différentes caisses à eau sont fixées les unes aux autres (fig. 255) ; f sont les boîtes des tuyères, h est le tube adducteur du vent ; α, α sont les buses. y est le tuyau amenant l'eau de réfrigération, x sont les tubes

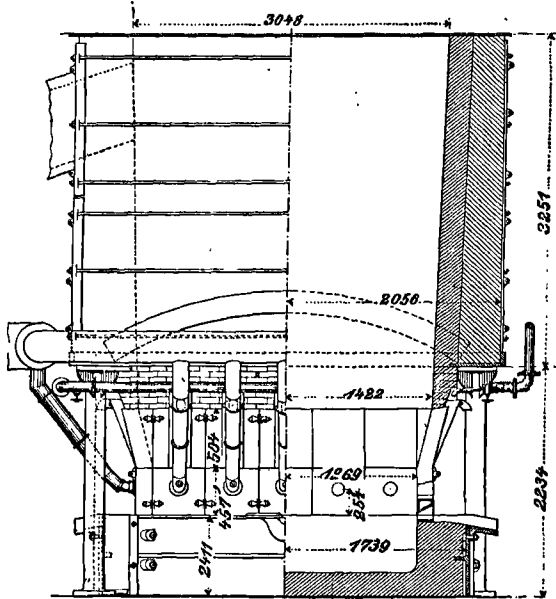


Fig. 257. — Four du Colorado ; vue extérieure de l'un des longs côtés et coupe longitudinale.

conduisant l'eau dans les différentes caisses. u est le trou de coulée des scories ménagé dans une caisse à eau v . r' sont les ouvertures pour le nettoyage des caisses à eau. w^0 et w^1 sont les gouttières des scories. o, o sont les tirants de la maçonnerie de la cuve. A sont des plaques en fonte entourant le creuset.

La hauteur du four s'élève du plan des tuyères à l'ouverture du gueulard à $4^m,520$, celle de la chemise d'eau à $1^m,04$, celle du creuset à $0^m,80$; au plan des tuyères, la longueur du four est égale à $3^m,048$, sa largeur à $0^m,76$. Le nombre des tuyères est de 12, 6 sur chacun des longs côtés.

La disposition d'un four analogue, en usage au Colorado, ayant intérieurement au plan des tuyères $2^m,54$ de longueur et $0^m,914$ de largeur, est représentée par les figures 257 à 261.

Les différentes dimensions sont indiquées par les nombres inscrits sur les figures.

Un des plus grands fours de cette espèce était en construction aux *Globe Smelting Works* au moment de la présence de l'auteur au Colorado. Ce four a au plan des tuyères $3^m,556$ de longueur et $1^m,06$ de largeur. La hauteur du plan des tuyères au gueulard s'élève à $5^m,486$. Sur chacun des longs côtés du four se trouvent 7 tuyères.

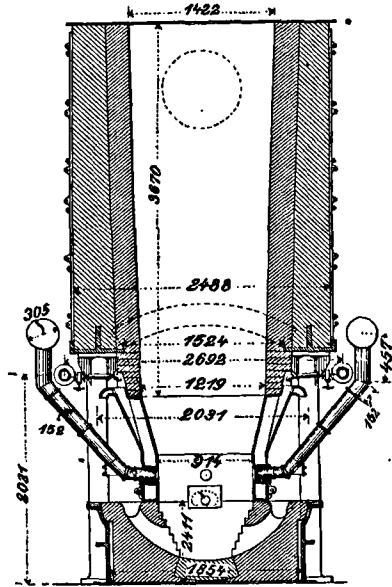


Fig. 258. — Four du Colorado ; coupe transversale.

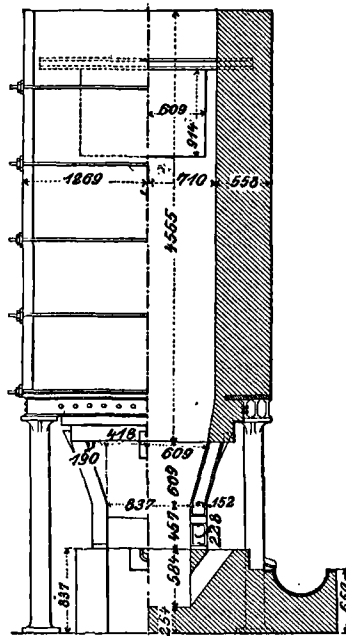


Fig. 259. — Four du Colorado ; vue extérieure de l'un des côtés courts et coupe transversale par le milieu du creuset.

Aux usines dites *Omaha and Grant Smelters*, près *Denver* (Colorado), que l'auteur a également visitées en 1892, les nouveaux fours ont une hauteur de

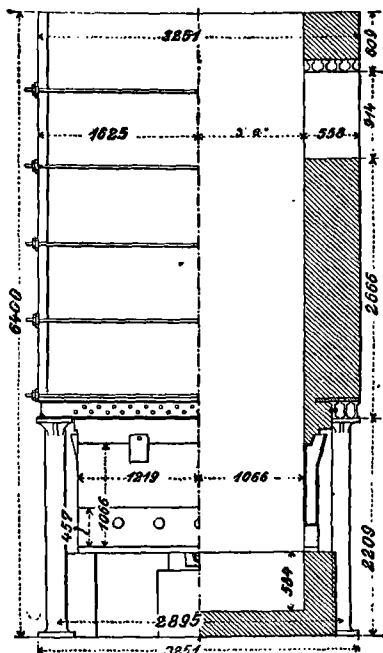


Fig. 260. — Four du Colorado ; vue extérieure de l'un des côtés courts et coupe transversale au-dessus du creuset.

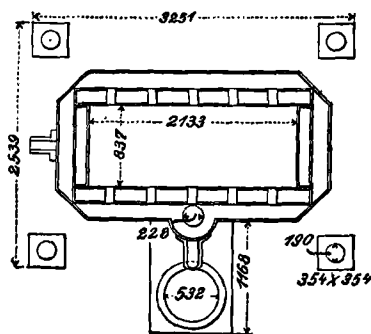


Fig. 261. — Four du Colorado ; coupe horizontale.

3^m,657 du plan des tuyères au gueulard et de 0^m,254 du centre des tuyères au fond de la chemise d'eau ; la hauteur du creuset est de 0^m,76. La longueur du plan des tuyères est égale à 2^m,54, sa largeur à 0^m,832. Les côtés du rectangle s'allongent chacun de 0^m,101 des étalages au gueulard. Comme dans tous les fours à plomb américains, le creuset se compose de briques réfractaires (et non de brasque). Le nombre des tuyères est de 11, 5 de chaque côté et 1 dans la paroi postérieure. Leur diamètre est égal à 88^{mm}. La chemise d'eau se compose

de 12 caisses en fonte. Dans ce four, on passe en 24 heures, avec une pression de vent de 32^{mm} de mercure, 60 tonnes de lit de fusion ou 40 tonnes de minerai. La consommation en combustible s'élève à 35 p. 100 du poids du minerai (30 p. 100 de coke et 5 p. 100 de charbon de bois).

Conduite de la fonte des minerais.

La manière dont doit être conduite la fonte des minerais dépend de la nature de ces derniers, de l'espèce du combustible et de la forme et de la grandeur du four. Le lit de fusion et le combustible doivent toujours être chargés en couches horizontales et on doit marcher avec gueulard obscur.

L'importance des charges dépend de la nature du minerai et du combustible et de la grandeur du four. La charge s'élève, par exemple, à la Muldener Hütte, près Freiberg, pour le four Pilz décrit précédemment, à 493 kilogr. de lit de fusion et 33 kilogr. de coke.

Le lit de fusion, la charge de combustible et la pression du vent doivent être ménagés de façon que la scorie ne contienne pas plus de 0,5 p. 100 de plomb. Ce n'est qu'exceptionnellement (Freiberg) que l'on produit avec intention (en conduisant l'opération très-rapidement) des scories, qui, à cause de leur teneur élevée en plomb et en argent, ne peuvent pas être rejetées et doivent par suite être soumises à une fusion particulière (fonte des scories) avec des fondants sulfureux et ferrugineux.

Lorsqu'il se sépare en même temps que le plomb une matte plombeuse, la scorie retient ordinairement de cette dernière mélangée mécaniquement. On évite cet inconvénient par l'emploi de *marmîtes à scories*, dans lesquelles on obtient une séparation de la matte plombeuse d'avec la scorie. Ces marmîtes sont en usage aux États-Unis de l'Amérique du Nord et, à cause des bons résultats qu'elles fournissent, leur emploi doit être généralement recommandé.

Leur disposition est mise en évidence par les figures 262 à 264. La marmite, qui est en fonte et mobile, est munie à une certaine distance au-dessus de son fond (8^{cm},8) d'un trou de coulée, qui est renforcé par un anneau. Ce dernier se termine par une nervure de renforcement s'étendant jusqu'au bord de la marmite. La hauteur du trou de coulée dépend de la quantité de la matte qui se rassemble au fond de la marmite.

Dans cette dernière, on laisse la matte se séparer de la scorie et se déposer au fond du vase. En même temps, la scorie se solidifie entièrement en formant une capsule mince, tandis que sa partie intérieure reste liquide. La partie solidifiée retient encore de la matte, tandis que la partie demeurée liquide est dépourvue de matte et peut par suite être rejetée.

Au bout de quelques instants, dès que la matte s'est déposée au fond de la marmite, on perce à l'aide d'une tige d'acier la partie de la scorie demeurée liquide. Le régule de matte et la scorie solidifiée restent dans le vase. La scorie écoulée est rejetée, tandis que la scorie solidifiée (*shell*) est soumise à une fonte particulière avec la matte, en vue de l'extraction des métaux qu'elle renferme (Pb, Cu, Ag). Ainsi, par exemple, au moment de la visite de l'auteur aux usines des *Omaha and Grant Smelters*, près Denver, la scorie rejetable obtenue comme il vient d'être dit contenait 1,25 onces d'argent par tonne et 0,20 p. 100 de plomb, tandis que les scories solidifiées restées dans la marmite renfermaient 4 onces d'argent. Ces dernières scories furent fondues pour plomb et matte riche

en cuivre avec de la matte grillée et additionnée de petites quantités de minéral quartzeux.

Il faut en outre faire en sorte que pendant l'opération de la fonte il ne se forme pas de loups et de dépôts sur les parois du four. La séparation du fer, qui en devenant de plus en plus grande finit par donner naissance à des loups, a lieu aussi bien lorsque la scorie contient trop d'acide silicique que lorsqu'elle en renferme trop peu.

Les dépôts sur les parois du four, qui se forment surtout lors de la fonte de

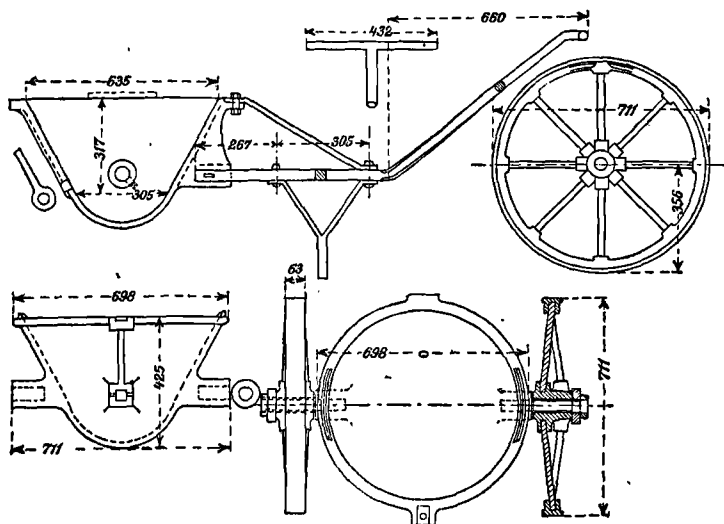


Fig. 262, 263 et 264. — Marmite américaine pour la séparation de la matte plombée d'avec la scorie.

minerais riches en zinc, doivent, après que la colonne de lit de fusion est descendue, être détachés et refoulés par en bas, à l'aide d'instruments introduits par la partie supérieure du four.

L'eau sortant des caisses formant les chemises d'eau ne doit pas avoir plus de 70°.

La volatilisation du plomb doit autant que possible être restreinte en opérant la fusion à une température convenable et avec gueulard obscur. Les vapeurs de plomb sont condensées partie dans les colonnes plus froides de combustible et de lit de fusion de la portion supérieure plus large du four, partie dans des chambres à poussières ou autres appareils de condensation, qui ne doivent jamais manquer dans les usines à plomb.

Produits.

Les produits du travail par grillage et réduction sont du plomb, une matte plombée et une scorie, dans beaucoup de cas aussi des speïss.

Le plomb est en général argentifère et, si sa pureté n'est pas trop altérée par d'autres éléments, il est soumis à la désargentation et finalement raffiné, autrement il est raffiné avant la désargentation et, si c'est nécessaire, on lui fait subir

un second raffinage après la désargentation. La teneur du plomb en argent, ainsi qu'en autres éléments étrangers est très-variable, comme le montrent les analyses suivantes :

	Freiberg	Mechernich	Przibram
Plomb	95,088	99,513	97,359
Argent	0,470	0,021	0,423
Bismuth	0,019	...	0,007
Cuivre	0,225	0,133	0,110
Antimoine	0,958	0,218	1,524
Fer.	0,007	0,030	0,003
Zinc	0,002	0,006	0,001
Nickel	—	—	0,001
Soufre	0,030

La partie inférieure des lingots, en lesquels le plomb est coulé, est après le refroidissement plus riche en argent que leur partie supérieure. La partie la plus pauvre en argent est le milieu de la face supérieure des lingots.

La *matte plombeuse* du travail par grillage et réduction est composée très-différemment, suivant la teneur en sulfure de cuivre et en fer du lit de fusion. La teneur en plomb dépasse rarement 25 p. 100, celle en cuivre 20 p. 100. Cette dernière oscille ordinairement entre 5 et 12 p. 100. Si les minerais fondus étaient argentifères, la matte contient aussi de l'argent et plus que ce qui correspond à la teneur en plomb, si l'on veut admettre que tout l'argent soit combiné avec du plomb. Cela provient de ce que le sulfure de fer et le sulfure de cuivre absorbent également une partie de l'argent. L'or se trouve au contraire dans la matte en quantité beaucoup plus faible que dans le plomb d'œuvre.

Les analyses suivantes montrent la composition de quelques mattes provenant du travail par grillage et réduction.

a. Matte plombeuse cuprifère de la fonte de minerais mixtes à Oker :

	I.	II.
Fer.	30,53	30
Zinc	16,35	15
Cuivre	16,81	21
Plomb	5,09	4
Soufre	16,38	18

Freiberg.

	I.	II.
b. Plomb	15 p. 100	25
Cuivre	8-12 p. 100	10
Argent	0,15-0,20 p. 100	0,20-0,25
Fer	indéterm.	40
Zinc	indéterm.	1,5

Mechernich		Przibram	
c. Sulfure de plomb	9,24	d. Plomb	11,16
Sulfure de cuivre (Cu ² S) .	1,95	Cuivre	1,59
Sulfure d'antimoine (Sb ² S ³)	0,40	Arsenic	0,55
Sulfures de fer { FeS	32,34	Antimoine	0,93
{ Fe ² S	51,97	Argent	0,105
Sulfure de nickel	0,40	Fer	41,31
Acide silicique	0,31	Zinc	11,55
		Protoxyde de manganèse	1,40
		Acide silicique	3,06
		Chaux	0,05
		Soufre	22,23
		Oxygène	4,79

Comme l'existence du sous-sulfure de fer n'a pas encore été démontrée d'une manière positive, on peut admettre que dans les mattes qui ne renferment pas une quantité de soufre suffisante pour la formation de monosulfure de fer, le fer, si tant est qu'il ne s'y trouve pas sous forme de monosulfure, y existe à l'état métallique. Ce qui prouve qu'il en est ainsi, c'est que de pareilles mattes précipitent des solutions de sulfate de cuivre du cuivre métallique par suite de leur teneur en fer.

La matte qui prend naissance dans le travail par grillage et réduction est grillée et, si elle est pauvre en cuivre, ajoutée à la fonte des minerais, autrement elle est fondue seule ou avec des scories riches ou des minerais de cuivre argentifères pour plomb d'œuvre et matte riche en cuivre. Cette dernière est traitée pour cuivre brut de la même manière que la matte cuivreuse. Pour les détails relatifs au traitement des mattes plombeuses cuprifères, voyez la description de la Méthode d'extraction du plomb par précipitation. Pour l'extraction de l'argent de la matte, voyez la Métallurgie de l'argent.

Traitement de la matte plombeuse.

Le grillage de la matte plombeuse est effectué de la même manière que celui de la matte cuivreuse en tas, en stalles, en fours à cuve et en fours à réverbère. Relativement au choix de l'appareil de grillage, on se base sur les différentes considérations qui ont été exposées à propos du grillage de la matte de cuivre.

Ainsi, on grille la matte plombeuse dans des stalles de Wellner à *Przibram en Bohême*, dans des kilns et ensuite dans des stalles de Wellner à *Freiberg*. (A *Przibram*, les stalles contiennent 65 à 140 tonnes de matte. Celle-ci est grillée à trois feux jusqu'à 8 à 10 p. 100 de soufre. Le premier feu dure pour 65 tonnes 48 jours, le second 43 jours, le troisième 33 jours. Avec 140 tonnes, la durée du premier feu est de 86 jours, celle du second de 80 jours et celle du troisième de 70 jours.) A *Oker*, la matte est également grillée dans des kilns. Ces derniers sont hauts de 4^m, larges de 1^m,20 et longs de 2^m,30. En 24 heures, on passe dans une cuve 4 à 4,5 tonnes de matte plombeuse (avec une teneur en cuivre de 19 p. 100). Aux *Etats-Unis*, on la grille en stalles (par exemple aux *Colorado works*, près *Pueblo*), ainsi qu'en fours à réverbère. Ces derniers sont disposés comme les fours à réverbère pour le grillage des minerais, seulement ils n'ont pas de sole de fusion. Ils sont intérieurement longs de 12^m,25 et larges de 4^m,25 et ils possèdent 4 compartiments superposés en terrasses, qui reçoivent

chacun 2,5 tonnes de matte. Chacun de ces compartiments est muni de chaque côté de deux ouvertures de travail. En 24 heures, la matte grillée est retirée trois fois du four et on consomme dans le même temps 2 à 3 tonnes de charbon. Ainsi, aux usines dites *Omaha and Grant Smelters*, près *Denver*, au Colorado, on grille en 24 heures dans un pareil four 7,5 tonnes de matte (avec 6 p. 100 Cu, 8 p. 100 Zn, 4 à 5 p. 100 Pb et 60 onces d'argent par tonne). Deux hommes sont employés au service du four dans la journée de 12 heures. La quantité de combustible consommée en 24 heures s'élève à 3 tonnes de charbon.

Les fours avec cylindre rotatif n'ont été qu'exceptionnellement employés pour le grillage de la matte plombeuse. Aux *Germania works*, près *Salt-Lake City* (*Utah*), on a, d'après *Terhune*¹, grillé en 48 heures, à 4-6 p. 100 de soufre, dans un four de Brückner de 5^m,486 de longueur et 2^m,133 de diamètre, 8 tonnes de matte plombeuse, avec 1 homme par journée de 12 heures et une consommation de charbon de 20 p. 100.

La fonte de la matte plombeuse grillée a lieu dans les fours à minerais, lorsqu'elle est traitée avec les minerais grillés, autrement dans des fours particuliers, qui offrent la disposition des fours à minerais, mais sont fréquemment plus petits que ces derniers. Dans beaucoup de cas, les fours sont à œil.

Aux *Etats-Unis de l'Amérique du Nord*, les fours à matte proprement dits n'ont plus de creuset véritable, la distance entre le centre des tuyères et le trou de coulée pour la scorie n'étant que de 0^m,25. Le dispositif d'Arents y fait également défaut. La surface du plan des tuyères des fours à matte est de 0^m,9144 × 1^m,5429 à 0^m,8382 × 2^m,54.

À *Freiberg*, la matte grillée est fondue, avec des scories riches du traitement des minerais, dans des fours Pilsz offrant la même disposition que les fours à minerai. Le lit de fusion se compose de 200 kilogr. de matte grillée, de 300 kilogr. de scories de minerai et de 4 kilogr. de produits intermédiaires plombifères (litharge, fonds de coupelle, etc.). Pour fondre cette quantité de lit de fusion de 104 tonnes, il faut 35 tonnes de coke. On passe en 24 heures 60 tonnes de lit de fusion.

Aux usines de la *Omaha and Grant Smelting and Refining Company*, près *Denver*, dans l'Etat de Colorado, la matte grillée est fondue avec les scories riches, qui après l'écoulement de la scorie des marmites restent dans celles-ci sous forme de capsules (*shells*; voy. p. 346); l'opération est effectuée dans des fours à cuve à œil ayant les dimensions des fours à minerais.

Le lit de fusion est composé comme il suit :

Scorie.	600 parties en poids (pounds).
Matte grillée.	300 —
Minerais de plomb et d'argent siliceux.	30 —
Coke.	120 —
Charbon de bois.	20 —

En 24 heures, on passe 104 tonnes de lit de fusion, et on obtient :
2 tonnes de plomb (avec 600 onces d'argent par tonne),
8 tonnes de matte avec 20 p. 100 de cuivre, 4 p. 100 de plomb et 100 onces d'argent par tonne.

La matte est traitée à *Omaha* pour cuivre, argent et plomb. La scorie est

¹ *Trans. of the Americ. Inst. of Min. Engin.*, XVI, p. 69.

recueillie dans des marmites avec trou de coulée. La scorie percée est rejetée, tandis que les capsules de scorie (*shells*) restées dans la marmite sont ajoutées à la fonte des minerais.

Les *speiss*, s'ils s'en produit de grandes quantités, sont grillés, afin d'éliminer autant que possible l'arsenic et l'antimoine, et ensuite fondus dans des fours à cuve avec des sulfures métalliques pour plomb d'œuvre, matte et speiss; ce dernier, qui alors se produit en quantité bien plus faible que lors de la fonte des minerais, est traité de la même manière.

Il a déjà été question précédemment de la *scorie* (voy. p. 310). Si elle contient du plomb et de l'argent en quantités extractibles, elle est fondue seule ou avec de la matte ou des minerais; le plomb et l'argent sont ainsi obtenus partie sous forme de plomb d'œuvre, partie sous forme de matte.

La méthode par grillage et réduction est en usage dans les usines des environs de Freiberg en Saxe, à Langelsheim et Astfeld dans le Harz inférieur, à Altenau dans le Harz supérieur, à Ems, à Braubach, Mechernich, Stolberg, Call, Comern, Ramsbeck, Müsen, Tarnowitz en Prusse, à Przibram en Bohême, à La Pise, Pontgibaud et Vialas en France, à Pertusola près La Spezzia en Italie, dans les Provinces de Murcie et d'Almería en Espagne, à Fahlun en Suède, dans l'Ouest des Etats-Unis de l'Amérique du Nord (Colorado, Utah, Névada, Montana), au Mexique et au Japon.

Exemples de la méthode par grillage et réduction.

Sophienhütte, près Langelsheim, et Juliushütte, près Goslar.

Dans ces usines, on fond pour plomb argentifère dans les nouveaux fours à cuve décrits précédemment (p. 336) les minerais de plomb blendeux du Ram-melsberg, près Goslar, après un triple grillage en tas, qui a également été déjà décrit (p. 292) et après avoir éliminé par lixiviation d'une partie du minerai grillé le sulfate neutre de zinc formé pendant le grillage.

Le mélange des minerais renferme en grande moyenne pour 100 :

Oxyde de plomb.	9
Oxyde de zinc.	25
Peroxyde de fer.	25
Soufre (en partie à l'état d'acide sulfurique).	5
Baryte sulfatée	20
Cuivre.	0,75
Argent.	0,015

Pour scorifier le zinc, on ajoute des scories de fer basiques d'Oker. Pour 100 kilogr. de minerai grillé, on ajoute 40 kilogr. de scories ferrugineuses d'Oker et 30 à 40 kilogr. de scories de l'opération elle-même. Le minerai se compose de 54 p. 100 de minerai en roche non lessivé et de 46 p. 100 de menu lessivé. La pression du vent s'élève à 30-35^{mm} de mercure avec 5 à 6 tuyères, dont le nez a 5^{cm} de diamètre. On passe en 24 heures 8 à 10 tonnes de minerai, en consommant 20 p. 100 de coke. On obtient un plomb d'œuvre avec 0,10 p. 100 d'argent. Le cuivre passe sous forme de matte dans la scorie. La scorie riche (impure), qui forme 2 p. 100 de la quantité totale des scories, renferme 5 à 7 p. 100 de plomb sous forme de matte. Elle est soumise à un grillage en tas à un feu et

ensuite fondue pour plomb d'œuvre avec des débris de four, des scories ferrugineuses basiques d'Oker et des scories de la même opération. Pour 100 tonnes de scories et de débris de four, on ajoute 20 tonnes de scories d'Oker et 30 tonnes de scories de l'opération elle-même. Outre le plomb d'œuvre, on obtient une certaine quantité de scorie impure, qui est traitée de la même manière, et de scorie rejetable.

La scorie rejetable contient 0,50 à 0,75 p. 100 de plomb.

Elle offre la composition suivante :

Acide silicique	16,90	p. 100
Protoxyde de fer	35,05	»
Oxyde de zinc	19,64	»
Sulfate de baryum	10,24	»
Alumine	6,31	»
Chaux	6,05	»

Une scorie de l'année 1887 offrait la composition suivante :

Acide silicique	12,87	Zinc	20,25
Alumine	3,12	Plomb	0,77
Baryte	23,40	Cuivre	0,87
Chaux	2,10	Manganèse	1,48
Magnésie	0,72	Soufre	6,40
Protoxyde de fer	20,64		

Les poussières zincifères qui s'échappent des fours sont recueillies dans des canaux et des chambres. Elles renferment de grandes quantités de plomb et sont à cause de cela traitées par l'acide sulfurique, qui dissout le zinc et laisse le plomb sous forme d'oxyde et de sulfate. Ces derniers sont ajoutés lors de la fonte des minerais.

Freiberg.

Dans les usines près Freiberg, la Muldenhütte et l'usine d'Halsbrücke, on fond avec les minerais de plomb grillés des minerais d'argent et des minerais de cuivre argentifères, afin de rassembler la majeure partie de l'argent dans le plomb d'œuvre et le cuivre et une autre partie de l'argent dans une matle.

Les minerais de plomb contiennent 15 à 80 p. 100 de plomb. Les minerais avec 15 à 30 p. 100 de plomb sont désignés sous le nom de minerais plumbeux, ceux avec 30 à 80 p. 100 sont appelés galènes. En moyenne, les minerais de plomb contiennent 40 p. 100 de plomb et 0,35 p. 100 d'argent.

La teneur en argent des minerais qui sont traités avec les minerais de plomb varie de 0,005 à plusieurs unités p. 100 d'argent. Ces minerais sont les suivants :

1. Minerais de cuivre avec 1 à 10 p. 100 de cuivre.
2. Blendes. Les blendes avec plus de 25 p. 100 de zinc sont traitées séparément pour zinc. Les résidus argentifères de la distillation du zinc sont fondus avec les minerais de plomb.

Les blendes avec moins de 25 p. 100 de zinc sont grillées et fondues avec les minerais de plomb.

3. Pyrite arsénicale et pyrite ferrugineuse avec des quantités variables d'argent.
4. Minerais d'argent non plombifères, désignés sous le nom de *Dürrenze*. Ce sont des minerais d'argent proprement dits, quartzeux, pyriteux ou quartzopyriteux, dont on ne paye que la teneur en argent.

Une partie des minerais en question est, avant le grillage en four à pelletage continu, dépouillée d'une portion de l'arsenic et du soufre, corps qui sont recueillis sous forme d'arsenic, de combinaisons arsénicales et d'acide sulfurique.

La pyrite arsénicale argentifère est, en vue de l'extraction de l'arsenic (arsenic noir, pierre à mouches), chauffée dans des vases en argile établis dans des fourneaux de galère. L'arsenic ainsi expulsé vient se condenser à l'état cristallin dans les récipients.

Les minerais, qui constituent un mélange de pyrite arsénicale et de pyrite de fer (20 à 30 p. 100 de soufre, 10 à 15 p. 100 d'arsenic), sont chauffés dans des vases en argile en vue de la préparation de sulfure d'arsenic (réalgar).

Les résidus sulfurifères de la préparation du réalgar sont grillés en vue du traitement pour acide sulfurique de l'acide sulfureux dégagé par le grillage.

Tous les minerais dont la teneur en soufre est assez grande pour que les gaz de leur grillage puissent convenir pour préparer de l'acide sulfurique (avec 25 p. 100 et plus de soufre et moins de 10 p. 100 d'arsenic), ainsi que les résidus de la fabrication du réalgar, qui contiennent encore une grande quantité de soufre, sont soumis à un grillage préliminaire dans des kilns, ou si l'on a affaire à des minerais menus, dans des fours à cascades (four Gerstenhöfer) et des fours à mouffles. Comme les minerais contiennent une certaine quantité d'arsenic, il se dégage aussi, lors du grillage, outre l'acide sulfureux, une partie de l'arsenic sous forme d'acide arsénieux. Ce dernier, avant l'entrée de l'acide sulfureux dans les chambres de plomb, est recueilli dans de grandes chambres à poussière construites avec des feuilles de plomb et traité pour acide arsénieux pur (farine d'arsenic, arsenic blanc).

Avec les minerais bruts et les minerais préalablement traités comme il vient d'être dit, on prépare un *mélange pour le grillage dans les fours à pelletage continu*. Ce mélange se compose de minerais de plomb, de minerais d'argent non plombifères (*Dürrenze*) et de minerais de cuivre à l'état brut, des minerais ayant subi la préparation qui vient d'être décrite, de certains déchets argentifères et plombifères et de poussières ou fumées.

Il est composé de telle façon qu'en moyenne il renferme 20 à 30 p. 100 de plomb, 20 p. 100 de soufre, 20 à 25 p. 100 d'acide silicique et pas plus de 10 p. 100 de zinc. La teneur en cuivre et celle en argent varient suivant les minerais que l'on a à sa disposition. En général, la teneur en argent s'élève à 100-150 grammes par 100 kilogr. Par le grillage dans le four à pelletage continu, la teneur en soufre est abaissée à 3-5 p. 100. Ce reste de soufre est nécessaire pour faire passer le cuivre dans une matre. La sole des fours est longue de 13^m,20 et large de 0^m,25; leur foyer a une longueur de 3^m et une largeur de 0^m,54; le pont de chauffe est large de 0^m,80. (Voyez les figures et la description données p. 300.) Le grillage est scorifiant. Le sulfure de zinc encore présent doit être dissous par un silicate double de plomb et de fer qui se forme pendant l'opération. Les charges de minerais sont de 1,5 t. et toutes les 3 heures elles sont introduites ou reculées et extraites. En 24 heures, on passe 9 à 12 tonnes de minerai avec une consommation de houille de 25 p. 100. Le four est pourvu de 6 hommes par journée de 12 heures.

La *fente des minerais grillés* a lieu dans les fours à cuve décrits précédemment (p. 332). La hauteur du sol de l'usine au gueulard s'élève à 5^m,20-3^m,50, le diamètre est égal au plan des tuyères à 1^m,50, au gueulard à 2^m. La pression du vent s'élève à 23^{mm} de mercure.

Le lit de fusion est composé avec des minerais grillés et des scories du traitement des minerais. Ces dernières sont très-fusibles et suffisamment ferrugineuses pour absorber le zinc des minerais. Le fer nécessaire pour la décomposition des sulfures métalliques inaltérés est contenu sous forme de peroxyde dans les minerais pyriteux grillés. A la *Muldenhütte*, le lit de fusion se compose de parties égales de minerai et de scorie. On passe en 24 heures 30 à 35 tonnes de minerais avec une dépense en coke de 5,5 tonnes.

Un four est desservi dans la journée de 12 heures par 4 hommes, dont 1 fondeur, 2 chargeurs et 1 aide pour l'enlèvement des scories.

Les campagnes des fours durent 3 ou 4 ans, malgré la présence de zinc dans les lits de fusion.

Dans l'usine *Halzbrücker Hütte*, près Freiberg, on procède de la même manière qu'à la *Muldenhütte*.

La composition des scories a déjà été indiquée précédemment (p. 314). Comme celles-ci renferment jusqu'à 6 p. 100 de plomb, elles ne sont pas rejetées, mais soumises à une fonte particulière avec la matte de la fonte des minerais.

Le *plomb d'œuvre*, qui renferme jusqu'à 1 p. 100 d'argent, va à la désargention.

La *matte plumbeuse* qui se forme lors de la fonte des minerais, contient 15 à 20 p. 100 de plomb, 8 à 14 p. 100 de cuivre, et 0,14 à 0,20 p. 100 d'argent. Après deux grillages, l'un en kilns et l'autre en stalles de Wellner, elle est fondue pour plomb d'œuvre et matte cuivreuse avec la scorie des minerais et addition de matières contenant de l'acide silicique. Si la teneur en cuivre de la matte plumbeuse est suffisante (10 p. 100), on obtient une matte cuivreuse convenable pour le traitement en fours à réverbère, autrement on grille la matte de cuivre, afin de diminuer sa teneur en plomb et on la fond de nouveau dans le four à cuve.

Quelquefois, il se produit aussi un *speiss* lors de la fonte des minerais. Ce dernier se compose principalement d'arséniure de fer avec du nickel, du cobalt, du cuivre, du plomb et un peu d'argent. Dès qu'on en a rassemblé une quantité suffisante, on le traite pour speiss de nickel et de cobalt, qui est livré aux fabriques de couleurs bleues, par lesquelles il est soumis à un autre traitement.

La *scorie de minerais* et la matte produite lors de la fonte des minerais sont soumises à un traitement particulier (*Schlackenarbeit* — travail des scories) dans des fours ayant la même disposition que les fours de fusion.

Avant la fusion, la matte plumbeuse est grillée d'abord dans des kilns et ensuite dans des stalles de Wellner. Sa teneur en soufre est abaissée par le grillage à 5-8 p. 100.

Le lit de fusion est composé de scories de minerais, de matte grillée, de produits intermédiaires plombifères, de matières siliceuses et, si c'est nécessaire, d'un peu de matte brute pour régulariser la teneur en soufre de la masse. En 1891, le lit de fusion offrait à la *Muldenhütte* la composition suivante :

Scorie des minerais. \.	. . .	300 kilogr.
Matte grillée.	200 »
Produits plombifères	4 »
		504 kilogr.

Ces 504 kilogr. de lit de fusion étaient fondus avec 35 kilogr. de coke, et on en passait en 24 heures 60 tonnes.

On obtient par ce traitement du *plomb d'œuvre* (avec 0,40 à 0,70 p. 100 d'ar-

gent), une matle, désignée sous le nom de *matte plombeuse cuprifère* (*Kupferbleistein*) ou de *matte de scorie* (*Schlackenstein*), avec 24 à 30 p. 100 de cuivre, 5 à 8 p. 100 de plomb et 0,08 à 0,16 p. 100 d'argent, et des *scories*.

Le *plomb d'œuvre* va à la désargentation. La matle est traitée pour matle grillée à mort sans fer, qui est transformée par l'acide sulfurique en sulfate de cuivre et en un résidu argentifère (voy. Métallurgie de l'argent).

La *scorie* contient 0,0015 p. 100 d'argent et 1,5 p. 100 de plomb. Une partie de cette scorie avec une teneur en plomb et en argent plus élevée est soumise à une deuxième fonte dans les mêmes fours que les fours à minerais. On n'ajoute aux scories qu'une faible quantité de produits intermédiaires plombifères.

En 1891, le lit de fusion, à la Muldenhütte, se composait de :

Scories riches. . . .	300 kilogr.
Produits plombifères . . .	3 »
	303 kilogr.

Ces 303 kilogr. de lit de fusion étaient fondus avec 35 kilogr. de coke, et on en passait en 24 heures 36 tonnes.

Indépendamment du plomb d'œuvre, qui va à la désargentation, on obtient des scories rejetables avec 29 p. 100 d'acide silicique, 37 p. 100 de protoxyde de fer, 9 à 11 p. 100 de zinc, 1,5 p. 100 de plomb et 0,009 à 0,015 p. 100 d'argent.

Lors de la fusion des mattes, il se produit fréquemment un *speiss*, qui contient du fer, du plomb, du cuivre, du nickel, du cobalt et de l'argent. Il est grillé et ensuite fondu avec des scories, dans le four à cuve, pour plomb d'œuvre, matle et second *speiss*. Ce dernier est de nouveau grillé et fondu, et il fournit alors un *speiss* avec 0,05 p. 100 d'argent, 15 à 20 p. 100 de nickel et de cobalt et 20 p. 100 de cuivre ; ce *speiss* est vendu aux fabriques de couleurs bleues de la Saxe.

Usine de Mechernich.

Dans l'usine de Mechernich, on traite des minerais dits en globules du grès bigarré. Ces minerais se présentent sous l'aspect d'un grès dans lequel sont disséminés des grains de galène allant jusqu'à la grosseur d'un pois, et contenant aussi par places du plomb carbonaté.

Les minerais sont soumis dans des fours à pelletage continu au grillage scorifiant, qui abaisse leur teneur en soufre à 0,6-0,7 p. 100. Les minerais grillés offrent la composition suivante :

Plomb.	62,08
Cuivre	0,14
Antimoine.	0,08
Fer.	0,56
Chaux	1,28
Alumine	4,24
Acide silicique	22,77
Soufre	0,60

Les minerais grillés, mélangés avec des fondants ferrugineux (scories de puddlage, hématite rouge) et de la pierre calcaire, sont fondus dans des fours à cuve

à section horizontale rectangulaire. Indépendamment du plomb d'œuvre avec 0,02 p. 100 d'argent, qui va à la désargentation, on obtient de petites quantités (1,5 à 2 p. 100 du poids du plomb obtenu) de matte avec 61 p. 100 de fer, 8 p. 100 de plomb et 0,8 p. 100 de cuivre. Celle-ci, dès qu'on en a rassemblé une quantité suffisante, est grillée en stalles et fondue seule pour plomb. La scorie contient 33 p. 100 d'acide silicique, 37 p. 100 de protoxyde de fer, 21 p. 100 de chaux, 8 p. 100 d'alumine et 0,3 à 0,5 p. 100 de plomb. Si elle renferme plus de 0,7 p. 100 de plomb, elle retourne à la fonte.

Usine d'Altenau, au Harz Supérieur.

Dans cette usine, on traite de temps en temps par grillage et réduction des galènes avec 11 à 13 p. 100 de quartz.

Le minerai est soumis au grillage scorifiant dans des fours à pelletage continu (de 18^m de longueur et de 3^m de largeur, avec 14 ouvertures de travail de chaque côté). En 24 heures, on passe 4 postes de chacun 1,4 t. de minerai de 2^{mm} de grosseur de grain. Pour 1 tonne de minerai, on emploie 0,18 t. de houille. Le four est desservi par 4 hommes dans la journée de 12 heures.

Le minerai grillé, mélangé avec des cendres de pyrite, de la matte grillée et des scories du même travail, est fondu pour plomb d'œuvre et une matte cuivreuse argentifère dans le four Raschette décrit précédemment (p. 337), à une pression de vent de 18-24^{mm} de mercure. Le lit de fusion offrait parfois la composition suivante :

Minerai grillé	4 tonnes
Schlich brut	1 »
Chaux.	0,75-1 »
Matte cuivreuse grillée du même travail	0,50-1 »
Scorie du même travail	8,50-9 »

On ajoute du schlich brut, afin de favoriser la production de la matte.

En 24 heures, on passe 10 tonnes de minerai avec une consommation en combustible de 32-34 tonnes de coke pour 100 tonnes de minerai. L'équipe du service d'un four comprend, pour la journée de 8 heures, 2 fondeurs, 2 rouleurs et 2 aides pour l'enlèvement des scories.

On obtient du plomb d'œuvre, qui va à la désargentation, et une matte avec 3 à 8 p. 100 de cuivre et 18 p. 100 de plomb. Celle-ci est grillée dans des kilns et ajoutée à la fonte des minerais, jusqu'à enrichissement de sa teneur en cuivre à 12 p. 100. Elle est ensuite traitée pour cuivre et argent. La scorie contient 31,86 p. 100 d'acide silicique, 0,18 p. 100 de cuivre, 6,02 p. 100 d'oxyde de zinc, 30,03 p. 100 de protoxyde de fer et 0,50 à 0,75 p. 100 de plomb rendus à l'essai. Les scories, avec plus de 0,75 p. 100 de plomb, rentrent dans le travail. On fond aussi le minerai grillé dans de petits fours avec section horizontale circulaire, où l'on passe 5 tonnes en 24 heures.

Przibram, en Bohême.

A Przibram, on traite par la méthode de grillage et réduction des minerais blendeux argentifères. Dans les années 1878 et 1881, ces minerais offraient, d'après *Dietrich*, la composition suivante :

	1878.	1881.
Sulfure de plomb	58,88	51,72
Sulfure d'étain	—	0,03
Sulfure de zinc	7,59	11,00
Sulfure d'argent	0,353	0,33
Pyrite	3,43	—
Arséniure de fer	1,02	0,63
Sulfure d'antimoine	1,72	1,10
Sulfure de cuivre	0,09	0,90
Carbonate de fer	7,61	10,49
Carbonate de manganèse	1,46	1,60
Carbonate de calcium	2,67	2,38
Carbonate de magnésium	1,55	1,22
Alumine	1,82	2,50
Acide silicique	11,96	13,90

Les minerais sont assortis de façon à obtenir un mélange avec 50 p. 100 de plomb et grillés jusqu'à 1 p. 100 de soufre dans les fours à pelletage continu décrits précédemment (p. 299). Toutes les 6 heures, on retire 1000 kilogr., de façon à griller 4 tonnes en 24 heures. Pour 100 tonnes de minerai, on emploie 35 à 38 tonnes d'un mélange de houille et de lignite.

Les minerais, mélangés avec des fondants ferrugineux et de la pierre calcaire, sont fondus dans les fours ronds décrits précédemment (p. 336) à une pression de vent de 40^{mm} de mercure (les 8 tuyères ayant chacune 60^{mm} de diamètre). Le lit de fusion offrait, par exemple en 1881, la composition suivante (parties en poids) :

Minerai	100,00
Fonte	3,77
Cendre de pyrite	6,85
Spath calcaire	5,05
Pierre calcaire	6,13
Fer spathique	0,45
Scories d'affinage du fer	15,18

En 24 heures, on passait 22 tonnes de minerai (ou 31 tonnes de lit de fusion). Pour 100 tonnes de minerai, on employait 16,39 tonnes de coke et 56,13 hectolitres de charbon de bois.

Le plomb d'œuvre obtenu, qui contient 0,44 p. 100 d'argent, va à la désargenta-tion. La matte, dont il ne se produit que de très-petites quantités, est, après grillage préalable en stalles, ajoutée à la fonte des minerais. Les scories qui contiennent moins de 1,5 p. 100 de plomb et 0,0023 p. 100 d'argent sont reje-tées. Les scories avec une teneur plus élevée en métaux sont ajoutées lors de la fonte des minerais.

Denver, dans l'Etat du Colorado.

Dans les usines de la *Omaha and Grant Smelting and Refining Company*, à Denver, on soumet au travail par grillage et réduction des minerais de plomb argentifères, zincifères et cuprifères. En grande moyenne, ces minerais renferment 14 p. 100 de plomb, 60 à 75 onces d'argent par tonne, 7 à 10 p. 100 de zinc et de petites quantités de cuivre. Les galènes riches au-dessous de 12 p. 100

de zinc ne sont pas grillées, mais ajoutées lors de la fusion en fours à cuve du minerai grillé.

Le grillage, qui est scorifiant, est effectué dans les fours américains à pelletage continu en communication avec un four de fusion, comme ceux qui ont été décrits précédemment (p. 302). En 24 heures, on grille à 8 p. 100 de soufre ou on fond 11 tonnes de minerais, avec une consommation en houille de 3 tonnes. L'équipe pour le service du four comprend 3 hommes pour la journée.

La fonte du minerai grillé a lieu dans des fours à cuve à section horizontale rectangulaire, avec chemise d'eau (*water-jacket*) autour de la zone de fusion et dispositif d'Arents pour l'écoulement du plomb; ces fours ont été décrits p. 345.

Le lit de fusion est composé de la manière suivante :

Minerai grillé.	250 pounds (livres anglaises).
Matte grillée du même travail.	80 »
Minerai de fer oxydé de Leadville (avec 5 à 10 onces d'argent à la tonne et 20 p. 100 de manganèse).	70 »
Pierre calcaire	115 »
Scorie.	180 »
Coke	120 »
Charbon de bois	20 »

On passe en 24 heures 60 tonnes de lit de fusion ou 40 tonnes de minerai. La consommation de combustible s'élève à 30 p. 100 de coke ou à 50 p. 100 de charbon de bois du poids du minerai. La pression du vent est de 32^{mm} de mercure.

On obtient du plomb avec 300 à 400 onces d'argent et 3 à 4 onces d'or à la tonne, avec 2 p. 100 de cuivre et 1 à 2 p. 100 d'antimoine. Après raffinage préalable, il est soumis à la désargentation ou à la désaurification.

On obtient, en outre, une matte avec 6 p. 100 de cuivre, 8 p. 100 de zinc, 4 à 5 p. 100 de plomb et 60 onces d'argent à la tonne, ainsi qu'une scorie avec 1 once 1/4 d'argent par tonne, 0,30 p. 100 de plomb et 8 p. 100 d'oxyde de zinc.

La matte est grillée dans des fours à pelletage continu, dans lesquels on passe en 24 heures, avec une équipe de 2 hommes par journée, 7,5 tonnes de matte, en consommant 3 tonnes de houille.

Dans des fours à cuve à œil, la matte grillée est fondue pour matte cuivreuse et plomb d'œuvre avec les capsules de scories restant dans les marmites après l'écoulement de celles-ci de la scorie liquide (voy. p. 346). Abstraction faite de la manière dont les masses fondues sont retirées du four, les fours à matte sont disposés comme les fours à minerais.

Le lit de fusion offre la composition suivante :

Capsules de scories (<i>shells</i>)	600 pounds (livres anglaises)
Matte grillée	300 »
Minerais quartzeux	38 »
Coke.	120 »
Charbon de bois	20 »

En 24 heures, on passe dans un four 104 tonnes de lit de fusion.

Le plomb contient 600 onces d'argent à la tonne et va à la désargentaion.

La matte renferme 20 p. 100 de cuivre, 4 p. 100 de plomb et 100 onces d'argent à la tonne. Elle est traitée à *Omaha* pour cuivre, argent et plomb.

La scorie est séparée à l'aide des marmites décrites précédemment (p. 346) en scorie rejetable et capsules. Ces dernières sont ajoutées lors de la fonte des minerais ou de la matte grillée.

Travail par grillage et réduction en Espagne.

Dans les usines espagnoles des Provinces de *Murcie*, d'*Almería* et de *Jaen*, on emploie fréquemment la méthode par grillage et réduction, à la place de la méthode par précipitation très-usitée dans ces contrées.

Les minerais, dont quelques-uns renferment de grandes quantités d'argent, sont grillés dans des fours à pelletage continu à une sole et ensuite fondus en fours à cuve. Dans quelques usines (Mazarron, San Jacinto près Garrucha, Aguilas), il y a de nouveaux fours de grandes dimensions à section horizontale circulaire et chemise en tôle ; mais dans la plupart des établissements on emploie des fours à cuve à trois tuyères avec soufflerie, dits *fours castillans*. Ces derniers se substituent de plus en plus aux fours à tirage naturel, qui autrefois étaient généralement en usage. Mais on emploie aussi des fours avec une ou deux tuyères à section carrée, rectangulaire ou ronde. Les fours castillans à trois tuyères sont de forme cylindrique.

Dans ces derniers temps, il a été établi à *Mazarron* une usine avec deux grands fours ronds, qui produit du plomb d'œuvre avec 0,12-0,14 p. 100 d'argent. Le plomb d'œuvre qui est obtenu dans les usines des environs de Carthagène contient de 0,09 à 0,12 p. 100 d'argent.

MÉTHODE PAR PRÉCIPITATION

La méthode par précipitation a pour but la séparation du plomb du sulfure de plomb au moyen du *fer*, qui à une certaine température se combine avec le soufre du sulfure de plomb.

Mais la décomposition du sulfure de plomb par le fer n'a lieu qu'à haute température et elle n'est pas complète, parce que toujours une partie du sulfure de plomb s'unit avec le sulfure de fer résultant de la décomposition, en donnant naissance à une combinaison double de sulfure de plomb et de sulfure de fer, dite *matte plumbeuse*. Cette matte est d'autant plus pauvre en plomb que la température à laquelle s'est effectuée la décomposition était plus élevée.

On ajoute le fer soit sous forme de *métal*, soit sous forme de *fondants ferrugineux*. Lorsqu'on se sert de fours à réverbère et de fours à cuve bas avec chargement vertical, le fer doit être employé à l'état métallique. Avec les fours à cuve élevés à chargement horizontal, on emploie avantageusement, au lieu du fer métallique, des *oxydes* et des *silicates basiques* de ce dernier (comme les hématites brune et rouge, le fer spathique, les cendres de pyrite, la matte plumbeuse grillée, les scories de puddlage, d'affinage et de réchauffage). Le fer des oxydes ou des silicates basiques est réduit dans le four à l'état métallique et sous cette forme il exerce une action décomposante énergique sur le sulfure de plomb.

Parmi les éléments étrangers contenus dans les minerais, les *combinaisons du soufre, de l'arsenic et de l'antimoine* ont une action nuisible, parce qu'elles sont

en majeure partie décomposées par le fer, ce qui entraîne une consommation de fer inutile ; en outre, une partie des métaux séparés de ces combinaisons passe dans le plomb et en altère la pureté.

Le *cuivre pyriteux* et la *pyrite ferrugineuse* absorbent ainsi une partie du fer et augmentent la quantité de la matte. Une partie de la *blende* est décomposée par le fer avec séparation de vapeurs de zinc, une autre partie passe dans le fer, une autre partie dans la scorie, ce qui donne lieu aux inconvénients signalés lors de la description de la méthode par grillage et réduction.

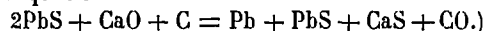
Le *sulfure d'antimoine* est décomposé par le fer, l'antimoine se séparant avec formation de sulfure de fer et passant dans le plomb. Lorsque le fer est en excès, il se produit aussi un alliage (speiss) d'antimoine et de fer.

Le *sulfure d'arsenic* cède au fer aussi bien son soufre que son arsenic. Avec une grande teneur en arsenic, il se forme des speiss, qui absorbent aussi du cuivre, du plomb et de l'argent.

Seuls, le *sulfure de cuivre* et le *sulfure d'argent* n'exercent pas d'action nuisible dans le travail par précipitation. Le *sulfure de cuivre*, peut, il est vrai, être décomposé par le fer jusqu'à un certain degré, mais dès qu'il n'est pas en excès, il passe dans la matte sans être décomposé. Le *sulfure d'argent* est décomposé par le fer aussi bien que par le plomb et il est en majeure partie absorbé par ce dernier. Une autre partie du sulfure d'argent passe indécomposée dans la matte. Si l'on admet que l'argent de la matte soit combiné au plomb contenu dans celle-ci, on trouve la dernière de beaucoup plus riche en argent que le plomb séparé à l'état métallique. Mais comme il n'existe aucune raison pour un pareil enrichissement de l'argent dans le plomb de la matte, une partie du métal précieux doit avoir été absorbée par le sulfure de fer de la matte. Cela concorde ainsi avec ce fait, que le sulfure de fer et le sulfure d'argent se combinent facilement l'un avec l'autre.

Parmi les autres corps étrangers, nous devons encore mentionner la chaux, l'acide silicique et les fondants plombifères.

La *chaux*, qui se trouve fréquemment dans les minerais et qui souvent est aussi ajoutée avec intention en quantités pas trop grandes au lit de fusion, n'agit pas du tout directement sur la galène ou seulement dans une très-faible mesure. (Suivant *Berthier*, la chaux et le charbon sépareraient du plomb de la galène avec formation de sulfure de calcium, de sulfure de plomb et d'oxyde de carbone, d'après l'équation :



Elle sépare au contraire des silicates du fer de l'oxydure de fer, qui lorsque la fusion est effectuée en fours à cuve est réduite en fer et agit ensuite sur le sulfure de plomb en le désulfurant. A haute température, elle sépare aussi de l'oxyde de plomb de la scorie. Comme on l'a déjà dit à propos de la méthode par grillage et réduction, les scories elles-mêmes en absorbant de la chaux deviennent plus difficilement fusibles.

L'*acide silicique*, qui existe ordinairement dans les minerais, se combine, en donnant naissance à des silicates, avec les bases libres présentes, comme avec les bases des scories basiques ajoutées. Avec des minerais basiques, on doit ajouter pour la scorification des bases de l'acide silicique, ou des silicates acides ou des scories acides.

L'*oxyde de plomb* et les *fondants contenant de l'oxyde de plomb*, comme la litharge, les fonds de coupelle, les abstrichs, ainsi que les minerais renfermant

de l'oxyde de plomb, se décomposent avec le sulfure de plomb, comme dans le travail par grillage et réduction, en plomb et acide sulfureux. Les minerais grillés contenant du sulfate de plomb agissent de la même manière.

C'est pour cela que dans le traitement par précipitation les corps en question ont une action favorable, en remplaçant en partie le fer.

La *quantité du fer* à ajouter au sulfure de plomb doit, d'après les expériences effectuées au Harz Supérieur, être telle que pour 100 parties de galène il y ait 20 à 25 parties de fer. Cette proportion correspond à peu près au rapport des poids moléculaires de PbS et Fe, qui est approximativement comme 100 à 23,43. Si l'on ajoute moins de fer, il se sépare moins de plomb, mais il passe plus de plomb dans la matte. En ajoutant plus de fer, il ne se sépare pas beaucoup plus de plomb, tandis que la teneur en argent de la matte augmente avec la teneur en fer de celle-ci.

La *température* dans le travail par précipitation doit être tenue assez haute pour que la matte plumbeuse ne contienne pas plus de 10 p. 100 de plomb. Dans ce but, on doit composer le lit de fusion de façon qu'il ne soit pas très-fusible et effectuer l'opération de la fonte dans des fours appropriés en la conduisant de la manière la plus convenable.

La fonte peut avoir lieu aussi bien en fours à réverbère qu'en fours à cuve.

Le travail par précipitation dans des *fours à réverbère* exige l'emploi de fer métallique comme précipitant, en outre il occasionne une grande dépense de combustible et il entraîne des pertes considérables de plomb par volatilisation et scorification. C'est pour cela qu'il n'est plus effectué qu'exceptionnellement dans ces fours.

La *règle est l'emploi de fours à cuve pour le travail par précipitation*. Ces fours permettent non-seulement un travail moins coûteux que les fours à réverbère, mais encore, à cause de l'action réductrice qui s'y produit, le remplacement du fer par des oxydes ou des silicates basiques de ce métal.

La *scorie* du travail par précipitation doit avoir un degré de fusibilité tel qu'elle se rapproche du bisilicate plus que du singulosilicate, qu'elle soit par conséquent difficilement fusible. Comme bases elle contient ordinairement de l'oxydure de fer, de la chaux, de la magnésie et de l'alumine.

La *matte plumbeuse*, qui se produit dans le travail par précipitation est soumise à un grillage, par lequel son sulfure de fer est transformé en peroxyde. Dans cet état, elle est ajoutée aux minerais comme précipitant. Si elle contient de grandes quantités de cuivre ou si, par suite de son emploi répété comme précipitant, sa teneur en cuivre s'est enrichie jusqu'à un degré déterminé, elle est grillée plusieurs fois et fondue seule. Le plomb, avec une grande partie de l'argent qu'elle renferme, est ainsi séparé, tandis que le cuivre est, avec une partie de l'argent, obtenu sous forme d'une matte cuivreuse, qui est traitée pour cuivre et argent.

La nécessité de l'emploi d'une haute température et la formation inévitable d'une matte plumbeuse sont les principaux inconvénients de la méthode par précipitation, comparée aux autres méthodes d'extraction du plomb. L'entretien de la haute température exige une grande dépense de combustible et donne lieu à la volatilisation de plomb, et d'autre part la production de la matte plumbeuse rend nécessaire, en vue de l'extraction du cuivre et du plomb qu'elle renferme, une série d'opérations secondaires coûteuses et entraînant des pertes en métaux. Malgré les avantages de la méthode par précipitation — c'est-à-dire suppression du grillage des minerais, et, si ceux-ci sont argentifères, pertes d'argent par vo-

l'utilisation relativement faibles, un bon rendement en plomb et la possibilité de l'extraction du cuivre des minerais, même si ce métal ne s'y trouve qu'en faible quantité — elle a cependant, à cause de la prépondérance des inconvénients signalés plus haut, été remplacée dans la plupart des localités par la méthode de grillage et réduction. Elle ne s'est conservée dans toute sa pureté que dans des conditions locales toutes particulières, par exemple au *Harz Supérieur*. Elle est par contre fréquemment employée en combinaison avec la fonte de minerais oxydés ou avec la méthode par grillage et réduction, principalement aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord.

On se sert maintenant comme fours pour le travail par précipitation exclusivement de *fours élevés à chargement horizontal*. Avec l'emploi des fours bas et l'introduction des charges de minerai et de combustible en colonnes verticales qui en est la conséquence, on ne peut pas arriver à réduire le fer de ses oxydes. En pareils cas, le fer doit être ajouté à l'état métallique. On obtenait au *Harz Supérieur* avec des fours bas une matte plumbeuse tenant 20 à 30 p. 100 de plomb, tandis que avec les fours élevés et le chargement horizontal elle ne renfermait que 6 à 12 p. 100 de plomb.

Ce qui a été dit relativement à la *disposition des fours* à propos de la méthode par grillage et réduction est aussi applicable à celle des fours usités pour le travail par précipitation. Les fours à section horizontale rectangulaire rendent aussi dans le travail par précipitation plus que les fours à section circulaire.

Les minerais *sous forme de schlichs* sont les plus convenables, parce que la décomposition, qui nécessite un contact immédiat du fer avec les minerais, est alors plus complète. Les minerais réduits à l'état pulvérulent doivent être rendus plus poreux par une addition de scories.

Comme *combustible*, on emploie du charbon de bois ou du coke ou un mélange des deux corps.

La *pression du vent* doit autant que possible être peu élevée, afin d'éviter la formation de loupes de fer aux dépens des fondants ferrugineux.

Extraction du plomb par précipitation au Harz Supérieur.

Le travail par précipitation est pratiqué avec une grande perfection dans les usines de *Clausthal* et de *Lautenthal*, au *Harz Supérieur*. Il a été conservé dans ces localités pour les raisons suivantes : les minerais donnent un rendement élevé en argent, il permet d'employer la matte plumbeuse grillée comme précipitant, les scories qui se forment ont une faible teneur en plomb et il permet de faire passer dans la matte et d'extraire les faibles quantités de cuivre que renferment les minerais.

Les minerais sortant des ateliers de préparation mécanique pour être soumis au travail par précipitation contiennent, p. 100, d'après des analyses récentes : 50 à 54 de plomb, 0,05 à 0,12 d'argent, 0,02 à 0,6 de cuivre, 0,3 à 7 de zinc, 0,02 à 0,3 d'antimoine, 0,4 à 4 de fer, 8,5 à 14,2 de soufre, 0,07 à 1,5 d'alumine, 0,2 à 1,4 de chaux et 5,9 à 32,4 de résidu insoluble, qui se compose de quartz et de silicates. La teneur moyenne des minerais en quartz s'élève à 15 p. 100.

Le travail par précipitation était autrefois pratiqué dans des fours à bassin à une ou deux tuyères et à cuve rétrécie dans la partie supérieure ; le chargement avait lieu en colonnes et on employait comme précipitant le fer métallique. Les tentatives qui ont été faites depuis l'année 1833, en vue du remplacement du fer

métallique par des oxydes et des silicates de ce dernier, n'ont été couronnées de succès qu'en 1864, à la suite de l'emploi du *four Raschette* et de la substitution pour la fonte du coke au charbon de bois (qui jusqu'en 1859 était exclusivement employé). Comme matières ferrugineuses, on se servit d'abord de scories de la fonte du cuivre de l'usine d'Oker, contenant 17 à 21 p. 100 d'acide silicique, 66 à 70 p. 100 de protoxyde de fer et en outre 1 à 2 p. 100 de cuivre, qui était rassemblé dans la *matte plombeuse*. Plus tard, on remplaça ces scories avec avantage par de la *matte plombeuse grillée*, composée en majeure partie des oxydes du fer. Cette *matte* constitue encore aujourd'hui le précipitant.

Pour la scorification de l'acide silicique des minerais, on se servit d'abord de scories de cuivre du Harz Supérieur et après leur épuisement de résidus d'extraction d'Oker (cendres de pyrites lessivées du grillage de pyrites cuprifères, qui en vue de l'extraction de leur cuivre ont été, après le grillage oxydant, soumises à un grillage chlorurant et ensuite dépouillées du chlorure de cuivre par lixiviation). Lorsque l'usine d'Oker cessa de produire ces résidus, on les remplaça par des *cendres de pyrites de la fabrication de l'acide sulfurique*, des *scories de puddlage*, des *scories de réchauffage* et enfin aussi par de l'*hématite brune*. Ces corps sont actuellement encore employés.

Comme fours de fusion, on emploie aussi bien les *fours Raschette* que les *fours circulaires*. Les fours circulaires les plus récents sont, comme les *fours Pils*, établis isolément et avec chemise en fer, et *Kast* les a disposés conformément aux exigences du travail par précipitation. On a aussi construit dans la maçonnerie d'un four *Raschette* deux fours circulaires (fours jumeaux).

La charge contenant du zinc et étant difficilement fusible, tous les fours sont à *bassin*. Les fours *Raschette* ont déjà été décrits précédemment (p. 337) et représentés par des figures. Le plan des tuyères d'un four *Raschette* de l'*usine de Clausthal* a $0,87 \times 2,14$ mètres carrés, le plan du gueulard ayant $1,38 \times 2,14$ mètres carrés. La distance entre ces deux plans s'élève à 5^m. Le plan des tuyères se trouve à 0^m,90 au-dessus du sol de l'usine, le bassin à 0^m,60 au-dessous des tuyères. Le nombre des tuyères est de 12, 5 sur chacun des deux côtés longs, 1 sur chacun des deux côtés courts. Le *four Raschette* de l'*usine de Lautenthal* a une hauteur de 6^m,75. La grandeur du plan des tuyères est de $0,90 \times 2,25$ mètres carrés, celle du plan du gueulard de $1,40 \times 2,25$ mètres carrés; la distance entre ces deux plans est de 5 mètres. Le plan des tuyères se trouve à 0^m,50 au-dessus du point le plus bas du bassin et à 1^m,75 au-dessus du sol de l'usine. Le nombre et la position des tuyères sont les mêmes qu'à l'usine de Clausthal.

Les *anciens fours ronds* de l'*usine de Clausthal* ont du sol de l'usine à l'ouverture du gueulard 5^m,70 et ils possèdent 4 tuyères et un muraillement extérieur. Leur diamètre est de 0^m,90 au plan des tuyères et de 1^m,46 au plan du gueulard. La distance entre ces deux plans est de 4^m,80. Le point le plus bas du bassin est à 0^m,70 au-dessous du plan des tuyères.

Les *nouveaux fours ronds libres* travaillent avec 4 à 5 tuyères et ont au plan de celles-ci 0^m,90 de diamètre et au plan du gueulard 1^m,65. La distance entre le plan du gueulard et celui des tuyères est égale à 5^m,80; la distance entre le point le plus bas du bassin et le plan des tuyères s'élève à 0^m,75. Il n'existe entre les différents fours que de faibles différences dans ces dimensions.

Le diamètre du nez des tuyères est de 60^{mm} et celles-ci débordent chacune dans le four de 10^{cm}.

La pression du vent s'élève à 20-24^{mm} de mercure.

Les figures 265 et 266 représentent la disposition d'un four rond à quatre tuyères de l'*usine de Clausthal*. S est la pierre de sole, s la plaque de sole en

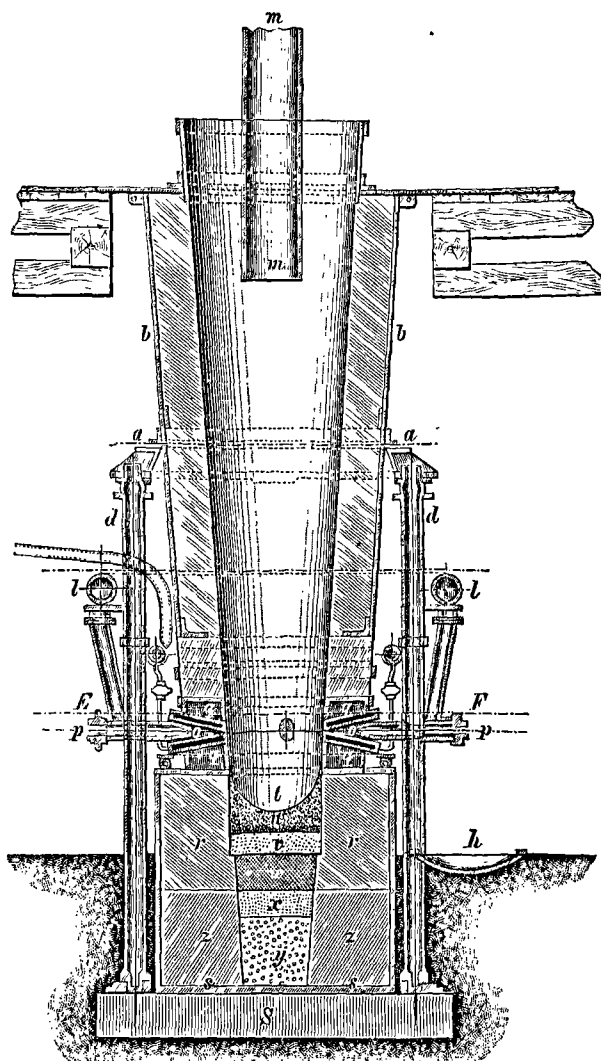


Fig. 265. — Four rond de Clausthal pour le traitement des minerais de plomb par précipitation ; coupe verticale.

fonte, *y* une sole en scories entourée par la maçonnerie *x*, *w* une sole en argile, *v* une sole en briques, *u* une couche de sable quartzueux ; *u* est la sole en brasque, dans laquelle est taillé le bassin. *r* est le mur inférieur du four, qui jusqu'à une hauteur de 0^m,90 est en briques ordinaires et ensuite jusqu'à 10^m,85 au-dessus du plan des tuyères en briques réfractaires ; *q* sont les caisses à réfrigération,

o les tuyères à eau, *p* les buses. *l* est la conduite principale du vent ; *m* est un tube pour l'entraînement des gaz et des vapeurs dans les chambres à poussière. (Ce tube a 0^m,50 de diamètre et dépasse l'ouverture du gueulard de 0^m,80.) *n* est l'avant-creuset, *k* le bassin de coulée, *i* la voie des scories. *b* est une chemise extérieure en tôle dans laquelle est établie la chemise intérieure en briques réfractaires. La chemise en tôle est entourée d'un collier *a*, qui est supporté par les colonnes *d* fixées sur la plaque et la pierre de sole.

L'appareil étant bien disposé et sa marche bonne, on passe dans le four Raschette presque deux fois plus de minerai que dans le four rond ; en 24 heures, 3-3,5 tonnes sont passées dans ce dernier et 6 à 6,8 dans le four Raschette. Le four rond est desservi dans la journée par 3 hommes (1 fondeur, 1 rouleur et

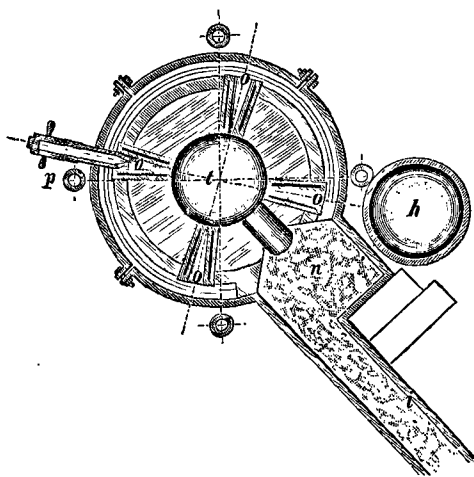


Fig. 266. — Four rond de Clausthal ; coupe horizontale.

1 aide pour l'enlèvement des scories), le four Raschette par 6 hommes (2 fondeurs, 2 rouleurs et 2 aides pour l'enlèvement des scories).

Comme on l'a déjà dit, le lit de fusion se compose du minerai, du précipitant, des fondants scorifiants pour l'acide silicique et les terres du minerai, ainsi que de matières destinées rendre la masse plus poreuse lorsque le minerai est sous forme de schlichs. On ajoute aussi certains fondants plombifères et argentifères, dont on veut rassembler le plomb et l'argent dans le plomb d'œuvre. A l'usine de Clausthal, on ajoute également depuis quelque temps de la pierre calcaire en petites quantités. La composition du lit de fusion varie suivant la nature et les quantités du fondant scorifiant pour l'acide silicique dont on dispose (cendres de pyrite, scories de puddlage ou de réchauffage, minerais de fer). A Lautenthal, où a lieu la désargentation du plomb d'œuvre et où il se produit de grandes quantités de déchets plombifères et argentifères, on ajoute de grandes quantités de ces derniers lors de la fonte des minerais, afin de rassembler leur plomb et leur argent dans le plomb d'œuvre.

Le lit de fusion de l'usine de Clausthal offrait en 1888, par exemple, la composition suivante :

Minerai	100	parties en poids
Matte grillée	50	—
Scories de réchauffage.	34	—
Scories de schlichs (c'est-à-dire scories de la fonte elle-même)	28	—
Scories de mattes.	70	—
Pierre calcaire	8	—

En 1890-91, il était composé comme il suit :

Schlich	100	parties en poids
Produits intermédiaires plombifères	4,25	—
Matte grillée.	44,05	—
Scories de réchauffage	33,48	—
Scories d'affinage.	1,86	—
Fer spathique	1,31	—
Fer	0,058	—
Scories de matte	51,18	—
Scories de schlichs (scorie de la fonte des minerais).	71,43	—
Pierre calcaire	2,53	—
Spath-fluor.	0,77	—

A *Lautenthal*, le lit de fusion offrait, en juillet 1893, la composition suivante :

Schlich	5	tonnes
Fumées.	0,3	—
Matte plumbeuse grillée	3	—
Cendres de pyrite.	0,35	—
Produits plombifères et argentifères (litharge)	0,5	—
Fonds de coupelle	0,3	—
Walzenzinter (scorie contenant de l'acide silicique et beaucoup de fer ; scorie basique)	0,25	—
Scories de minerais.	4,25	—
Scorie de matte	2,5	—
Pierre calcaire	0,5	—

L'opération est conduite à peu près comme le travail par grillage et réduction.

La *pression du vent* s'élève à 20-24^{mm} de mercure. En 24 heures, on passe dans les fours Raschette et les fours ronds doubles, dits fours jumeaux, 6 à 6,8 tonnes de minerai, dans les fours ronds simples entre 3 et 3,5 tonnes. La *consommation de combustible* (coke) oscille, suivant la composition du lit de fusion et la nature des minerais, entre 35 et 43 p. 100 du poids du minerai. On pourra admettre comme moyenne 40 tonnes de coke pour 100 tonnes de schlich.

Pour 60 parties de plomb d'œuvre, il se produit 65 à 70 parties de matte. A *Lautenthal*, où l'on fond avec les minerais de grandes quantités de produits intermédiaires plombifères, la quantité du plomb d'œuvre est plus grande que celle de la matte. (La proportion varie avec la quantité des produits intermédiaires ajoutés.) Ainsi, dans la campagne de 1892-93, il se produisit, pour 100 parties de plomb d'œuvre, 87,5 parties de matte plumbeuse.

Le plomb d'œuvre et la matte, rassemblés dans le bassin intérieur, sont percés

ensemble et reçus dans un bassin de coulée extérieur, tandis que la scorie s'écoule continuellement de l'avant-creuset. Lorsque la matte s'est solidifiée, on l'enlève du bassin de coulée. Le plomb d'œuvre qui se trouve par-dessous est puisé et versé dans des lingotières.

Le *plomb d'œuvre* contient en moyenne 0,14 p. 100 d'argent. Sa composition est mise en évidence par les analyses suivantes, dues à *Hampe* :

	Clausthal	Lautenthal
Plomb . . .	98,2944	98,96475
Cuivre . . .	0,1862	0,2838
Antimoine . .	0,7203	0,5743
Arsenic . . .	0,0064	0,0074
Bismuth. . .	0,0048	0,0082
Argent . . .	0,1412	0,1421
Fer	0,0064	0,0089
Zinc	0,0028	0,0024
Nickel	0,0023	0,0068
Cobalt	0,00016	0,00035
Cadmium . . .	traces	traces

Il est envoyé à Lautenthal pour la désargentation.

La *matte plumbeuse* du travail par précipitation contient en moyenne 17-5 p. 100 de plomb, 3-8 p. 100 de cuivre et 0,02-0,0325 p. 100 d'argent.

La *matte plumbeuse* de l'*usine de Clausthal* offrait, dans la campagne 1884-85, la composition suivante :

Plomb	17,91	Cobalt et nickel.	0,09
Cuivre	3,50	Fer	48,35
Argent.	0,03	Chaux	0,75
Antimoine	0,31	Acide silicique	1,49
Zinc	3,29	Magnésie.	0,05
Manganèse	0,19	Soufre	28,81

D'après *Hampe*¹, la *matte plumbeuse* contient aussi de l'*oxygène*, comme le montrent les deux analyses de mattes de l'*usine de Clausthal* des années 1878 et 1887-88 :

	I.	II.
Soufre.	23,291	25,65
Plomb.	13,500	12,44
Fer	42,940	48,64
Cuivre.	6,295	3,49
Antimoine	0,120	0,13
Argent	0,044	0,035
Zinc	6,000	4,31
Manganèse	traces	traces
Nickel.	0,260	0,11
Acide silicique . . .	1,560	1,22
Alumine	0,770	1,51
Chaux.	0,156	0,51
Magnésie.	0,024	0,05
Potasse	0,170	0,13
Soude.	0,280	0,10
Acide sulfurique. . .	0,220	indéterm.
Oxygène	1,500	2,03
	99,760	100,355

¹ *Chemiker-Zeitung*, 1892, n° 28.

La quantité du soufre contenu dans ces mattes ne suffit pas pour former avec les métaux, en dehors du cuivre et de l'argent (qui s'y trouvent sous forme de Cu^2S et de Ag^2S), des sulfures métalliques simples. Le fer et le plomb doivent par suite être partiellement dissous dans les mattes à l'état métallique ou s'y trouver à un degré de sulfuration peu élevé. Mais, comme on l'a déjà dit, l'existence de Pb^2S et Fe^2S n'a pas encore été démontrée avec une certitude suffisante ¹.

Dans la campagne de 1886-87, la matte de l'usine de Clausthal contenait en moyenne 11,008 p. 100 de plomb, 3,81 p. 100 de cuivre et 0,021 p. 100 d'argent. De la teneur en plomb du lit de fusion, il était passé :

Dans le plomb d'œuvre, 80,92 p. 100
 Dans la matte, 10,14 »

De la teneur en argent du lit de fusion, il était passé :

Dans le plomb d'œuvre, 87,01 p. 100
 Dans la matte, 13,22 »

Le traitement de la matte est décrit plus loin (p. 369).

La *scorie*, relativement à son degré de silicification, est entre le singulosilicate et le bisilicate, en se rapprochant plus de ce dernier que du singulosilicate. Dans ces derniers temps, les scories de l'usine de Clausthal sont devenues moins acides qu'autrefois.

Une ancienne scorie de l'usine de Clausthal offrait la composition suivante :

Acide silicique	37,908
Oxydure de fer	32,695
Sulfure de fer	1,823
Sulfate de baryum	1,508
Alumine	8,320
Chaux	5,416
Magnésie	1,302
Oxyde de zinc	3,948
Oxyde de plomb	3,896
Protoxyde de manganèse	1,020
Potasse	0,419
Soude	1,013
Protoxyde de nickel et protoxyde de cobalt	0,038
Cuivre	0,080
Argent	0,0007
Antimoine	0,059
Soufre	0,031
Acide phosphorique	0,708

Une scorie moins acide de l'usine de Clausthal de 1889-90 était composée comme il suit :

Acide silicique	31,58	Acide phosphorique	0,83
Sulfate de baryum	1,34	Oxyde de zinc	6,90
Baryte	1,34	Protoxyde de manganèse	0,71
Plomb	2,45	Chaux	4,90
Cuivre	0,16	Magnésie	0,11
Protoxyde de fer	40,29	Soufre	2,63
Alumine	7,20	Argent	0,0007 à 0,0010

¹ Voy. C. Schnabel, *Lehrbuch der allgemeinen Hüttenkunde*, p. 9.

Les scories donnent à l'essai 0,5 p. 100 de plomb. Elles sont rejetées, lorsqu'on ne les emploie pas pour rendre les masses plus poreuses lors de la fonte des minerais et comme fondants lors de la fonte de la matte.

Traitement de la matte plombeuse.

Comme on l'a déjà dit, la matte plombeuse à l'état grillé sert comme précipitant ou comme fondant ferrugineux lors de la fonte des minerais. Mais, comme elle rentre à plusieurs reprises dans le travail, le cuivre contenu dans les lits de fusion successivement traités s'y accumule et y devient bientôt si abondant que le plomb d'œuvre en absorbe de grandes quantités. C'est pour cela que l'on fait en sorte que la teneur en cuivre de la matte ne dépasse pas certaines limites. On atteint ce but en soustrayant périodiquement la matte au travail par précipitation ou bien en en détournant continuellement de ce travail une certaine quantité. La soustraction périodique de la matte et son remplacement par de la matte fraîche ont lieu lorsque sa teneur en cuivre a atteint 12 p. 100 environ. Cette matte est ensuite traitée seule pour matte cuivreuse. Lorsqu'on procède d'après la seconde manière, on prélève de la matte qui se forme lors de la fusion des minerais une certaine quantité ($\frac{1}{3}$ à l'usine de Clausthal), que l'on traite seule pour matte de cuivre.

Toute la matte résultant du travail par précipitation, qu'elle doive rentrer dans ce travail ou être ultérieurement traitée isolément, est soumise à un grillage.

A l'usine de Clausthal, où, par suite de l'action des gaz dégagés par le grillage sur les environs des cours où cette opération est effectuée, il existe depuis longtemps déjà une grande étendue de terrain complètement dévastée, le grillage a lieu *en tas*, tandis qu'à Lautenthal (ainsi qu'à l'usine d'Altenau) il est pratiqué *en fours à cuve*.

Avant le grillage, on laisse la matte se décomposer superficiellement au contact de l'air, ce qui la rend friable et facilite par suite son cassage en petits morceaux.

Par un seul *grillage en tas*, la matte n'est pas suffisamment désulfurée. On doit lui faire subir 4 feux et souvent même 5, pour abaisser la teneur en soufre au degré convenable, soit 6 p. 100. On procède de la manière suivante : après chaque feu, on met de côté les parties bien grillées du tas, tandis qu'on réunit en un nouveau tas, avec les morceaux mal grillés d'autres tas, la couverture et les parties mal grillées, après cassage préalable des morceaux. Ordinairement, on obtient ainsi au premier feu un tiers de la matte à un degré de grillage suffisant, tandis que les deux autres tiers passent au second feu. Les tas sont établis sur une assise de fagots et de houille ou de bûches. Suivant la quantité de matte dont on dispose et le degré de grillage de celle-ci, les tas renferment 150 à 300 tonnes. Le premier feu dure 2 à 3 mois, les suivants moins longtemps. Pour bien griller le contenu total d'un tas, il faut environ 6 mois.

A Lautenthal, la matte est grillée dans des fours à cuve, dits *Kilns*, dont 6 sont réunis en un système. Les fours ont des parois verticales, ils sont hauts de 4^m,22, larges de 2^m,30 et profonds de 2^m,54. Sur la sole de chaque kiln se trouvent deux massifs en dos d'âne, hauts de 0^m,60, et qui se croisent. La matte grillée en glissant sur les plans inclinés ainsi formés se partage en quatre parties, qui sont extraites du kiln par les quatre portes dont ce dernier est muni (deux sur son

côté antérieur et deux sur son côté postérieur). Afin d'éviter une agglomération des matières, on ajoute à la matte brute une certaine quantité de matte déjà grillée (3 parties de matte grillée une fois pour 4 parties de matte brute). On passe en 24 heures dans un kiln 2,2 tonnes de matte, y compris la matte déjà grillée. Le grillage est poussé jusqu'à ce qu'il ne reste plus que 8 p. 100 de soufre. (Les brûleurs à pyrite qui étaient autrefois employés à Lautenthal ne permettaient de pousser le grillage que jusqu'à 13 p. 100 de soufre.) Les gaz dégagés par le grillage en kilns contiennent 5 à 6 volumes p. 100 d'acide sulfureux et sont employés à la préparation de l'acide sulfurique.

La *matte grillée*, si elle ne rentre pas dans le travail par précipitation, est, après mélange avec des scories de minerais, fondue pour plomb d'œuvre et matte de cuivre dans des fours à cuve à bassin, munis de 1 à 2 tuyères dans la paroi postérieure. A l'*usine de Clausthal*, un pareil four a 6^m,90 de hauteur, une section circulaire avec un diamètre de 1^m,40 au plan du gueulard et de 0^m,80 au plan des tuyères ; ce dernier plan se trouve à 70^{cm} au-dessus du fond du bassin. La seule tuyère, dont le nez a 6^{cm} de diamètre, déborde dans le four de 20^{cm}.

Le lit de fusion se compose de :

100 parties de matte plumbeuse et
100 à 140 parties de scories de minerais.

En 24 heures, on passe dans un four 5,69 tonnes de matte grillée avec 1,61 t. de coke. (1 partie de coke suffit pour 4,94 parties de matte ou 12,19 parties de lit de fusion.) Le four exige pour son service 2 hommes par journée (1 fondeur et 1 rouleur). Avec 100 parties de matte grillée, on obtient environ 8 parties de plomb d'œuvre et 15 à 16 parties de matte cuivreuse. Le plomb d'œuvre contient 0,22 p. 100 d'argent et jusqu'à présent il a été coupellé, parce que, à cause du cuivre qu'il renferme, il ne convient pas aussi bien pour la désargention par le zinc que le plomb fourni par le traitement des minerais.

La matte contient :

Plomb.	8,01
Cuivre.	12,29
Argent.	0,035
Fer.	45,62
Zinc.	3,36
Soufre.	21,80

La matte plumbeuse qui, après être rentrée plusieurs fois dans le travail par précipitation, s'était enrichie en cuivre, se produit naturellement avec une richesse en ce métal encore plus grande. Ainsi, par exemple, la matte du travail par précipitation de Lautenthal contenait 7 à 8 p. 100 de cuivre, 10 à 17 p. 100 de plomb et 0,03 p. 100 d'argent. Elle est fondue dans des fours à cuve à deux tuyères de 3^m de hauteur et à section horizontale trapézoïde, sous une pression de vent de 18 à 24^{mm} de mercure.

La distance entre le plan des tuyères et celui du gueulard est de 2^m,44. Au plan des tuyères, la paroi postérieure est longue de 0^m,75, la paroi antérieure de 0^m,50. La distance entre ces deux parois est de 1^m. Le plan des tuyères est à peu près circulaire, avec un diamètre de 0^m,85. Le diamètre du nez des tuyères est de 50^{mm}.

Pour 3,6 parties de matte, on ajoute 4,2 parties de scories de minerais. (En 1893, le lit de fusion se composait de parties égales de mattes et de scories de minerais.)

En 24 heures, on passe 3,6 tonnes de matte ou 7,8 tonnes de lit de fusion, avec une dépense en coke de 1,11 tonnes.

On obtient du plomb d'œuvre avec 0,16 à 0,24 p. 100 d'argent et une matte avec 7 à 8 p. 100 de plomb, 0,03 p. 100 d'argent et jusqu'à 20 p. 100 de cuivre.

La scorie tient 1,55 à 2 p. 100 de plomb. La composition de la scorie obtenue à l'usine de Clausthal est mise en évidence par l'analyse suivante :

Acide silicique	24,91	Protoxyde de fer	51,85
Plomb	1,55	Alumine	4,50
Cuivre	0,90	Acide phosphorique	0,69
Argent	0,0022	Magnésie	0,38
Nickel et cobalt	0,13	Chaux	4,25
Oxyde de zinc	6,56	Soufre	3,86
Protoxyde de manganèse	0,75	Soude	0,33
Antimoine	0,20	Potasse	0,51

La matte résultant de ce travail, dit *première refonte de la matte (erste Steindurchstechen)* est grillée et ensuite fondue pour plomb d'œuvre et matte enrichie en cuivre.

Le grillage de la matte a lieu, comme il a été dit précédemment, en tas dans l'usine de Clausthal et en fours à cuve dans celle de Lautenthal.

La fonte est effectuée dans des *fours à cuve* ovalaires. La matte est chargée avec des scories de la fonte des minerais. A Clausthal, on ajoute, pour 100 parties de matte, 140 parties de scories de minerais, à Lautenthal 100 parties. Avec 100 parties de matte grillée, on obtient 5 à 7 parties de plomb d'œuvre et 22 à 27 parties de matte (cuivreuse). Le plomb d'œuvre, qui tient 0,24 p. 100 d'argent, va à la coupellation. La matte renferme 28 à 40 p. 100 de cuivre, 6 à 13 p. 100 de plomb et 0,06 à 0,08 p. 100 d'argent. Une pareille matte de l'usine de Clausthal offrait la composition suivante :

Plomb	13,00
Cuivre	35,72
Argent	0,08
Fer	21,88
Zinc	2,23
Soufre	19,49

La scorie de cette *seconde refonte de la matte (zweite Steindurchstechen)* à Clausthal était composée comme il suit :

Acide silicique	27,21	Nickel	} 0,06
Sulfate de baryum	4,11	Cobalt	
Plomb	2,25	Oxyde de zinc	0,24
Cuivre	1,29	Protoxyde de manganèse	1,07
Argent	0,0012	Magnésie	0,52
Antimoine	0,08	Chaux	5,46
Protoxyde de fer	54,56	Soude	0,31
Alumine	0,85	Potasse	0,64
Acide phosphorique	0,85	Soufre	2,34

Comme les scories de la refonte précédente et de la refonte suivante, cette scorie est un *singulosilicate* et elle est ajoutée lors de la fonte des minerais.

La matte résultant de cette *seconde refonte* est traitée pour cuivre. Elle est grillée et fondue dans des fours à cuve à ceils (à lunettes). Ces grillages et ces fontes sont répétés 3 ou 4 fois. Ordinairement, ces opérations ne fournissent plus de plomb d'œuvre, mais des mattes cuivreuses plombifères et un cuivre noir plombé. Le grillage de la matte de la seconde refonte est effectué en tas ou dans des stalles Wellner (Lautenthal), parce que un grillage en four à cuve est difficile à cause de la facile fusibilité de la matte. Le four à ceils a les dimensions des fours à bassin. Les différentes mattes grillées sont encore traitées avec des scories de minerais (pour 100 tonnes de matte grillée 100 à 120 tonnes de scories de minerais).

Ainsi, à l'*usine de Clausthal*, on a retiré, lors du *troisième traitement de la matte* (troisième refonte), de 100 parties de matte grillée, 10 parties de cuivre noir et 46 parties de matte cuivreuse. En 24 heures, on passait 1,55 t. de matte ou 3,49 t. de lit de fusion, avec 0,47 t. de coke. Le cuivre noir tenait jusqu'à 30 p. 100 de plomb. Il était dépouillé de son plomb par liquation. La matte offrait la composition suivante :

Plomb	9,06	Fer	19,98
Argent	0,075	Zinc	1,59
Cuivre	42,30	Soufre	17,89

La scorie était composée comme il suit :

Acide silicique	17,43	Protoxyde de manganèse	0,49
Plomb	1,47	Oxyde de zinc	4,30
Cuivre	1,90	Cobalt et nickel	0,27
Argent	0,0015	Chaux	2,00
Antimoine	0,09	Magnésie	0,39
Protoxyde de fer	62,14	Potasse	0,57
Alumine	5,87	Soude	0,33
Acide phosphorique	0,43	Soufre	1,47

La matte est encore soumise de la même manière à une *quatrième*, à une *cinquième* et à une *sixième refonte*, par lesquelles on obtient du cuivre noir et une matte enrichie en cuivre. Dans beaucoup de cas, les cinquième et sixième refontes sont réunies en une seule parce qu'on ne dispose que de faibles quantités de matte. A l'*usine de Clausthal*, par exemple, 100 parties de matte grillée ont fourni lors de la :

Quatrième refonte : 24,7 parties de cuivre noir et 38,5 parties de matte.			
Cinquième — 18,9 —	—	—	59,5 — —
Sixième — 17,0 —	—	—	56,3 — —

Le cuivre noir de la sixième refonte à l'*usine de Clausthal* offrait, dans l'année 1883, la composition suivante :

Cuivre	69,37	Fer	1,15
Plomb	24,45	Cobalt	} 1,64
Argent	0,28	Nickel	
Antimoine	0,39	Zinc	0,41
Arsenic	0,16	Soufre	1,60

A *Lautenthal*, en réunissant les cinquième et sixième refontes (nommées dans

cette usine deuxième et troisième refontes de la matte cuivreuse), on retirait de 100 parties de matte grillée 62 parties de cuivre noir et 31 parties de matte. Le cuivre noir renfermait : 0,24 à 0,30 p. 100 d'argent, 10 à 15 p. 100 de plomb et 75 à 78 p. 100 de cuivre. La matte contenait : 0,1 p. 100 d'argent, 3 p. 100 de plomb et 75 à 78 p. 100 de cuivre.

A l'usine de Clausthal, les mattes des quatrième et cinquième refontes de l'année 1884 et celle de la sixième refonte de l'année 1885 présentaient la composition suivante :

	Quatrième refonte. 1884	Cinquième refonte. 1884	Sixième refonte. 1885
Plomb	6,32	3,88	2,36
Argent	0,06	0,035	0,020
Cuivre	58,40	59,86	52,18
Fer	11,01	12,24	19,82
Zinc	0,96	0,75	0,59
Soufre	20,15	20,78	20,20

Les analyses suivantes donnent la composition des scories obtenues à l'usine de Clausthal dans les quatrième et cinquième refontes en l'année 1884 et dans la sixième refonte en 1885 :

	Quatrième refonte. 1884	Cinquième refonte. 1884	Sixième refonte. 1885
Acide silicique	17,06	18,97	21,49
Plomb	1,02	0,92	0,81
Cuivre	1,88	1,58	1,66
Argent	—	—	—
Antimoine	0,34	0,20	0,32
Protoxyde de fer	65,08	61,84	59,68
Alumine	5,36	6,47	8,55
Acide phosphorique	0,45	0,47	0,79
Protoxyde de manganèse	0,56	0,50	0,52
Oxyde de zinc	2,55	2,90	2,02
Cobalt et nickel	0,34	0,54	0,38
Chaux	2,32	2,27	2,56
Magnésie	0,24	0,47	0,41
Potasse	0,63	0,77	0,75
Soude	0,41	0,53	0,47
Soufre	1,02	0,92	1,55

COMBINAISON DES MÉTHODES PAR GRILLAGE ET RÉDUCTION ET PAR PRÉCIPITATION.

La méthode par grillage et réduction est fréquemment combinée avec la méthode par précipitation, surtout lorsqu'une partie des minerais présente une teneur élevée en argent et est par suite fondue sans être grillée.

Ce mode de traitement est aussi appliqué, lorsqu'on n'a pas atteint une désulfuration suffisante des minerais, comme, par exemple, lors de leur grillage en morceaux en tas et en stalles. Dans tous ces cas, les fondants ferrugineux doivent être ménagés de telle sorte que, lors de la fusion en fours à cuve, il soit réduit aux dépens de ces fondants des quantités de fer suffisantes pour la décomposition du sulfure de plomb. Du reste, l'opération relativement à son mode d'exécution

ne diffère pas du travail par grillage et réduction et elle est aussi effectuée dans les mêmes fours que ce dernier travail. Un pareil procédé est appliqué, par exemple, à Saint-Adreasberg dans le Harz (voy. Métallurgie de l'argent), à Altenau dans le Harz (voy. Métallurgie de l'argent) et dans l'usine dite Victor-Friederichshütte, près Alexisbad.

A l'usine *Victor-Friederichshütte*, on fond dans des fours Pilsz avec de la galène grillée tenant 40 p. 100 de plomb, différents minerais crus en morceaux de 2^m,5 à 3^m,3 de côté (minerais avec 20 p. 100 de plomb contenant du carbonate de calcium et du fer spathique, minerais blendeux avec 50 p. 100 de plomb et grenailles de criblage avec 20 p. 100 de plomb). Le grillage de la galène est effectué dans des fours à pelletage continu à une sole, de 10^m,74 de longueur et 2^m,10 de largeur. La charge s'élève à 1/2 tonne. Le grillage est agglomérant. Le four contient toujours 5 charges. En 24 heures, on grille à 2 p. 100 de soufre 4 tonnes de minerai avec une dépense en combustible de 0,4 t. de houille, de 1 mètre cube de bois et de 2 hectolitres de coke menu.

Le four de fusion est un four Pilsz à creuset, comme celui qui a été décrit précédemment (p. 332).

Le lit de fusion se compose de :

Minerais crus	30 p. 100
Minerais grillés	20 »
Scorie de l'opération elle-même	40 »
Pierre calcaire	10 »

En 24 heures, on passe environ 20 tonnes de minerai avec une pression de vent de 30 à 36^{cm} d'eau et une consommation en coke de 12 p. 100 du poids du lit de fusion.

On obtient, pour 100 parties de plomb d'œuvre, 80 parties de matte.

Le plomb d'œuvre offre la composition suivante :

Cuivre	0,2674	Soufre	0,0784
Antimoine	0,8296	Zinc	0,0023
Plomb	98,4296	Fer	0,0355
Argent	0,2350	Nickel	traces
Arsenic	0,0264	Cobalt	traces

La matte renferme environ 25 p. 100 de plomb, 2 p. 100 de cuivre et 61 p. 100 de fer.

La scorie (singulosilicate) est composée comme il suit :

Argent	0,001	Chaux	3,9
Acide silicique	28,9	Magnésie	1,1
Alumine	11,42	Sulfure de plomb	1,4
Protoxyde de manganèse } Protoxyde de fer }	48,8	Sulfure de zinc	6,0

Le plomb d'œuvre va à la désargentation ou est coupellé directement.

La matte est grillée dans des kilns et des stalles et, avec les scories non encore rejetables à cause de leur teneur en plomb, elle est soumise à une nouvelle fonte (fonte des scories) dans des fours Pilsz. On ajoute en outre au lit de fusion des produits intermédiaires plombifères (abstrichs, fonds de coupelle, litharge), ainsi que des déchets plombeux de fabriques (cendres de plomb) et certains mi-

nerais contenant du cuivre, de l'argent et du plomb, dits minerais d'addition. Le lit de fusion était parfois composé comme il suit :

Scorie	60 p. 100
Minerais de fer spathique ou minerais de	
klaubage (trié à la main)	10 »
Schlichs de pyrite	10 »
Matte grillée.	10 »
Cendre de plomb ou produits plombifères	10 »

En 24 heures, on passait 40 tonnes de lit de fusion avec une dépense en coke de 7 à 8 p. 100 du poids de cette dernière et une pression de vent de 28 à 30^{cm} d'eau.

On obtient par ce travail du plomb d'œuvre, une scorie rejetable et une matte, qui contient environ 5 p. 100 de cuivre et 12 à 15 p. 100 de plomb. Cette matte est grillée et ajoutée à la fonte des scories, jusqu'à ce que sa teneur en cuivre ait atteint 12 à 15 p. 100. Elle est ensuite traitée seule avec des fondants appropriés pour cuivre, argent et plomb.

Aux usines *Juliushütte* et *Sophienhütte* (voy. p. 351), où les minerais sont grillés en tas et où une désulfuration complète n'est pas atteinte, le travail par précipitation est combiné dans une certaine mesure, mais faible, avec le travail par grillage et réduction. C'est principalement le peroxyde de fer contenu dans les minerais qui sert de précipitant.

Aux *Etats-Unis de l'Amérique du Nord*, on ajoute aux minerais grillés de la galène argentifère pure ordinairement non grillée. Si la galène renferme plus de 100 onces d'argent par tonne, elle est toujours fondue à l'état cru, mais dans beaucoup de cas on la fond aussi dans cet état même avec une faible teneur en argent. Comme précipitant, on emploie de la matte plumbeuse grillée, ou, si celle-ci doit être traitée seule directement, on se sert de minerais contenant du peroxyde de fer ou des minerais de fer purs. L'opération est effectuée de la même manière et dans les mêmes appareils que le travail par grillage et réduction. (Usines *Globe Smelters* et *Grant Smelters*, près Denver.)

COMBINAISON DU TRAVAIL PAR PRÉCIPITATION AVEC LA FONTE DE MINERAIS DE PLOMB OXYDÉS (PLOMB CARBONATÉ).

Cette méthode est fréquemment appliquée lorsque le carbonate de plomb est en quantité prédominante, comme cela a été le cas pendant longtemps, par exemple, dans un grand nombre d'usines de l'Ouest des Etats-Unis de l'Amérique du Nord. Il en était de même aussi autrefois lorsque la galène prédominait dans les mélanges des minerais. Actuellement, dans l'Ouest des Etats-Unis, les minerais avec une teneur en soufre au-dessus de 15 p. 100, provenant non seulement du sulfure de plomb, mais encore de pyrite, de combinaisons sulfurées de l'arsenic et de blende, sont toujours grillés, à moins que la présence d'argent ne force à faire une exception. Comme on l'a déjà dit, le grillage des minerais n'a pas lieu lorsque la teneur en argent de ceux-ci dépasse 100 onces par tonne.

Tous les minerais dans lesquels la quantité du carbonate de plomb l'emporte sur celle des sulfures sont au contraire fondus *sans être grillés*. Les sulfures avec une grande teneur en argent, ainsi que les minerais avec de faibles quantités de

soufre sont mélangés dans des proportions déterminées avec des minerais oxydés. Ces derniers contiennent aussi fréquemment, sous forme de peroxyde, le fer nécessaire pour le travail par précipitation. En outre, la matte plombeuse obtenue dans ce travail est grillée et ajoutée au lit de fusion, de sorte que le peroxyde de fer qu'elle renferme agit également comme précipitant. Le mode d'exécution de ce traitement ne diffère pas de celui de la fonte du procédé par grillage et réduction. Il est en usage, par exemple, aux usines des environs de *Pueblo, au Colorado* (Pueblo Smelters, Colorado Smelters, Philadelphia Smelters), ainsi que dans les États de *Néevada* et d'*Utah*.

En *Tasmanie*, on traite également des mélanges de carbonate de plomb et de galène dans les usines dites *Zeehan and Dundas Smelting works*, près *Zeehan*. Le carbonate contient 10 p. 100 d'acide silicique, 5 à 10 p. 100 de manganèse et 25 p. 100 de plomb, tandis que la galène est très-pure et renferme jusqu'à 150 onces d'argent par tonne. Les fours employés sont des fours américains à section horizontale rectangulaire, avec étalages et chemise d'eau dans la zone de fusion. Au plan des tuyères, ils ont intérieurement une largeur de 1^m,016 et une longueur de 3^m,454. La hauteur, du sol de l'usine au gueulard, s'élève à 5^m,096. Le nombre des tuyères est de 16. Le mélange des minerais contenait en 1892 : acide silicique : 7 à 8 p. 100, protoxyde de fer : 21 à 24 p. 100, protoxyde de manganèse : 4 à 6 p. 100, plomb : 38 à 41 p. 100, soufre : 2,6 p. 100, argent : 25 à 32 onces par tonne. La scorie renfermait 30 p. 100 d'acide silicique, 40 p. 100 de protoxyde de fer, 20 p. 100 de chaux. En 24 heures, on passait 80 tonnes de lit de fusion.

Dans les provinces de *Murcie* et d'*Almería* (*Sud de l'Espagne*), on fond ensemble de la galène et un mélange d'hématite brune et de carbonate de plomb, auxquels souvent on ajoute aussi de l'hématite brune argentifère. La galène est réduite par le fer séparé du peroxyde de fer. Les fours sont des fours à tirage naturel ou des fours castillans à soufflerie. On obtient du plomb d'œuvre et une matte. Cette dernière était autrefois rejetée aux halles, tandis que maintenant elle est grillée et ensuite ajoutée au lit de fusion des minerais. Dans la plupart des usines de l'Espagne, la méthode par grillage et réduction est actuellement employée pour le traitement de la galène.

EXTRACTION DU PLOMB DU CARBONATE DE PLOMB.

Chauffé avec du charbon ou de l'oxyde de carbone jusqu'à la température de réduction de l'oxyde de plomb (au rouge), le carbonate de plomb est réduit en plomb. Il perd son acide carbonique dès la température de 200°.

Le traitement métallurgique du carbonate de plomb pour plomb consiste, par suite, en une fusion réductrice de ce sel en four à réverbère ou à cuve et en une scorification des substances étrangères.

Le traitement du carbonate de plomb au *four à réverbère* n'a lieu qu'exceptionnellement, parce qu'on obtient toujours, outre le plomb, des scories riches en plomb, qui doivent être traitées dans des fours à cuve.

On n'emploie pour le travail en fours à réverbère que des minerais tout à fait purs et des fours à sole inclinée ou avec bassin. Les minerais sont mélangés avec du coke, du charbon de bois, de la houille maigre ou du lignite et chauffés à une flamme réductrice, en les brassant fréquemment, jusqu'à ce qu'ils soient

agglomérés. Le plomb réduit se rassemble dans le bassin ou dans le point le plus bas de la sole. Les résidus sont traités pour plomb dans des fours à cuve.

Les minerais contenant du carbonate de plomb sont plus généralement traités dans des *fours à cuve*. Le traitement dans ces fours est en usage dans le Sud de l'Espagne, dans l'Ouest des Etats-Unis de l'Amérique du Nord et dans la Nouvelle-Galles du Sud, en Australie.

On fond les minerais avec des fondants convenables pour la formation des scories. Comme les minerais sont ordinairement quartzueux, on ajoute de la pierre calcaire ou des minerais de fer. Toujours on ajoute comme fondants scorifiants et pour donner à la masse plus de porosité une certaine quantité de scories de l'opération elle-même.

Les fours doivent être disposés d'après les principes qui ont été exposés à propos de la méthode par grillage et réduction. Ainsi, dans un four américain à section horizontale rectangulaire avec une surface de $1,524 \times 0,914$ m. carrés (36×60 pouces) au plan des tuyères, on peut passer en 24 heures 48 tonnes de carbonate exempt de zinc avec 40 p. 100 de plomb ou 18 tonnes d'un pareil carbonate avec 18 à 20 p. 100 de plomb.

Dans les premiers temps qui suivirent la découverte des gisements de minerais de plomb de *Leadville (Colorado)*, on fondait dans cette localité exclusivement des carbonates, qui renfermaient de grandes quantités d'argent. Maintenant on n'a plus affaire qu'à des mélanges de carbonates et de sulfures, ainsi qu'à des sulfures seuls. En même temps, la teneur en plomb, qui s'élevait autrefois en moyenne à 20 p. 100, est actuellement descendue à 12 p. 100. Dans les carbonates de *Leadville*, l'argent se trouvait partie sous forme de chlorure, partie à l'état natif. La teneur en argent des carbonates s'élevait à 0,06-2 p. 100.

Par exemple, à l'usine de *Berdell et Whitherell*, près *Leadville*, on fondait, dans un four à section horizontale rectangulaire et chemise d'eau autour de la zone de fusion, des minerais avec 30 p. 100 de plomb et 300 grammes d'argent par tonne. La hauteur du four de la sole au gueulard s'élevait à 2^m,60, la section horizontale à $1,20 \times 0,80$ m. carrés. Les tuyères, au nombre de 5, avaient 6^{cm} de diamètre à leur extrémité intérieure. Il y en avait 2 dans chacune des longues parois et 1 dans la paroi postérieure. La pression du vent s'élevait à 30^{mm} de mercure. Le lit de fusion se composait de 112,5 kilogr. de minerai, de 21 kilogr. de scorie, de 12 kilogr. de minerai ferrugineux, qui contenait un peu d'or et de mercure, de 12,5 kilogr. de coke et de 12,5 kilogr. de charbon de bois. On passait en 24 heures 10 tonnes de minerais. On obtenait du plomb d'œuvre tenant 0,9 p. 100 d'argent, un peu de matte avec 1 p. 100 d'arsenic et peu d'antimoine et une scorie avec 0,0030 à 0,0060 p. 100 d'argent.

Actuellement, une grande partie des carbonates qui sont fondus dans l'Ouest des Etats-Unis proviennent du Mexique. Ces minerais renferment en moyenne 20 p. 100 de plomb.

Ainsi, par exemple, dans les usines dites *Philadelphia Works*, près *Pueblo au Colorado*, que l'auteur a visitées, on fond aussi, outre des minerais du Colorado et de l'Utah, des minerais du Mexique. La teneur moyenne en argent des minerais traités s'élève à 38-40 onces par tonne. Le lit de fusion est composé de façon qu'il renferme 13 p. 100 de plomb et fournisse un plomb d'œuvre avec 160 à 300 onces d'argent par tonne. Les fours ont une section horizontale rectangulaire et une chemise d'eau autour de la zone de fusion. Ils ont une

hauteur totale de 6^m,40. La hauteur du plan des tuyères au gueulard s'élève à 4^m,57. Le plan des tuyères est large de 1^m,06 et long de 3^m,048. Du plan des tuyères à la partie supérieure des étalages, le four s'élargit de 0^m,254 de chaque côté.

On passe en 24 heures dans un pareil four 60 à 70 tonnes de carbonate.

La scorie contient 0,5 p. 100 de plomb et 1/2 once d'argent à la tonne.

Dans les usines de la *Consolidated Kansas City Smelting and Refining Company*, à *El Paso, au Texas*, des carbonates de la Sierra Mojada (Mexique), contenant 25 p. 100 de plomb et 22 onces d'argent par tonne, sont fondus avec des minerais de Tombstone (Arizona), qui sont exempts de plomb, mais argentifères et riches en oxydes de fer et de manganèse.

Les fours sont des fours américains avec section horizontale rectangulaire, étalages, chemise d'eau autour de la zone de fusion et dispositif d'Arents pour l'écoulement du plomb. Le nombre des tuyères par four est de 13. Le diamètre du nez de celles-ci s'élève à 0^m,101. Le plan des tuyères a intérieurement une longueur de 3^m,048 et une largeur de 1^m,066. La hauteur du plan des tuyères à l'ouverture du gueulard est égale à 5^m,181. La pression du vent s'élève à 432^{mm} d'eau.

Le lit de fusion offre la composition suivante :

Minerai	900 livres (anglaises).
Pierre calcaire.	350 — —
Scorie de l'opération elle-même.	300 — —
	<hr/>
	1150 livres (anglaises).

Ces 1150 livres sont chargées avec :

Coke.	200 livres (anglaises).
Charbon de bois.	40 — —

En 24 heures on passe :

40,5 tonnes de minerai.
15,5 — de pierre calcaire.
13,5 — de scorie.
<hr/>
69,5 tonnes.

La teneur moyenne en plomb du lit de fusion s'élève à 11-13 p. 100, la teneur moyenne en argent à 40 onces par tonne.

En 24 heures, on produit dans un four 4 tonnes de plomb d'œuvre avec 200 à 300 onces d'argent et 1/2 à 1 1/2 onces d'or par tonne. Il se forme en outre 1,5 t. de matte avec 80 à 100 onces d'argent par tonne, en outre de 32 p. 100 d'acide silicique, 38 p. 100 de protoxyde de fer et 20 p. 100 de chaux, puis de l'oxyde de zinc, de l'alumine, du soufre, du plomb, etc.

Le plomb d'œuvre va à la désargentation. La matte est grillée d'abord en stalles, puis dans des fours à pelletage continu et elle est ensuite fondue avec des minerais de cuivre et d'argent quartzeux pour une seconde matte, qui à *Kansas City (Argentine works)* est traitée pour cuivre et argent.

En *Australie*, à *Broken-Hill dans la Nouvelle-Galles du Sud*, on traite maintenant de grandes quantités de carbonate de plomb argentifère, avec des minerais siliceux kaoliniques argentifères, qui ne renferment que de petites quantités de carbonate de plomb. L'argent est contenu dans ces minerais sous forme de chlorure et à l'état natif, et aussi, mais en faibles quan-

EXTRACTION DU PLOMB DU CARBONATE DE PLOMB

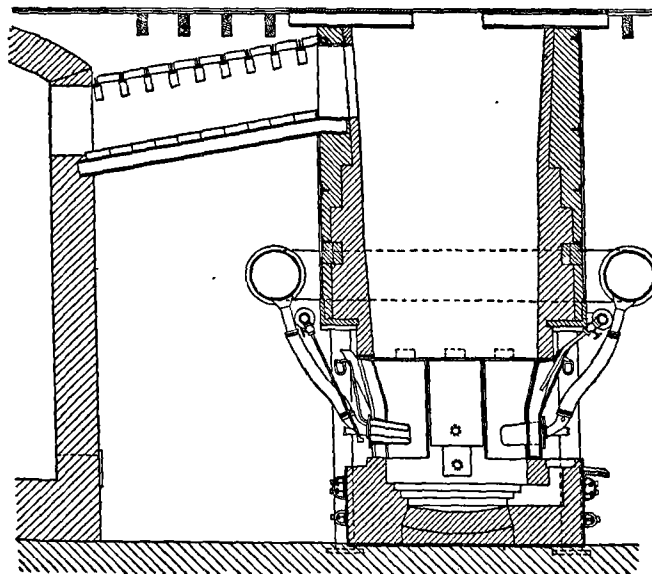


Fig. 267. — Four rectangulaire de Broken-Hill (Nouvelle-Galles du Sud) pour le carbonate de plomb ; coupe verticale.

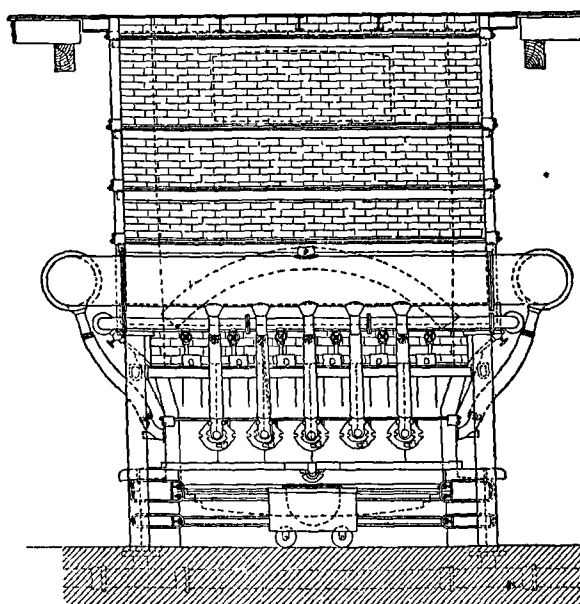


Fig. 268. — Four rectangulaire de Broken-Hill pour la fonte du carbonate de plomb ; vue extérieure de l'un des longs côtés.

tités, sous forme d'iodure et de bromure. Les puissants gisements en filons, dans lesquels se rencontrent les minerais en question, se transforment dans la profondeur en sulfure contenant de la blende, de sorte qu'ici également la fonte des carbonates, actuellement pratiquée sur une très-grande échelle, cessera avec

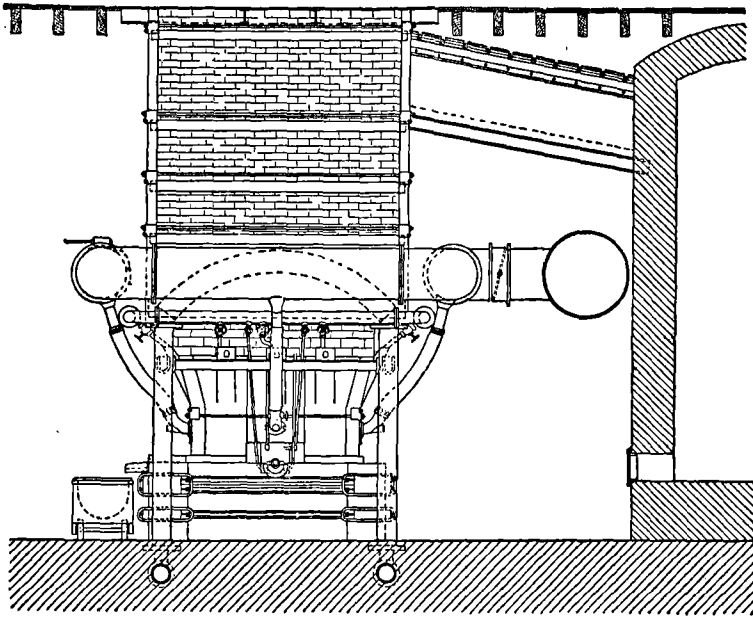


Fig. 269. — Four rectangulaire de Broken-Hill pour la fonte du carbonate de plomb; vue extérieure de l'un des côtés courts.

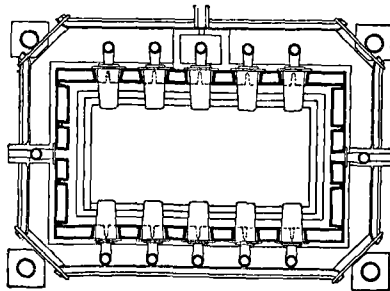


Fig. 270. — Four rectangulaire de Broken-Hill pour la fonte du carbonate de plomb; coupe horizontale au plan des tuyères.

le temps. Les fours, dans toutes les usines de Broken-Hill, sont des fours américains avec section horizontale oblongue, chemise d'eau en fonte autour de la zone de fusion et dispositif d'Arents. Au plan des tuyères, ils ont intérieurement $1^m,524$ de largeur et $2^m,844$ de longueur. Le nombre des tuyères est de 12,5 sur chacun des côtés longs et 1 sur chacun des côtés courts. La disposition du four est mise en évidence par les figures 267 à 270.

Le lit de fusion traité dans les usines de la plus grande Société, la *Broken-Hill Proprietary Company*, contenait, au moment de la présence de l'auteur en Australie (1891-92), 15 à 18 p. 100 de plomb et 32 à 39 onces d'argent par tonne.

Il était ainsi composé :

Minerais carbonatés.	51,5 p. 100.
Minerais siliceux, kaoliniques et ferrugineux .	47,0 —
Minerais de fer argentifères et plombifères . .	1,5 —

On ajoutait à ce mélange 32 p. 100 de pierre calcaire et 3,1 p. 100 de minerai de fer. En 24 heures, on passait dans un four environ 50 tonnes de lit de fusion. La consommation de combustible s'élevait à 18 p. 100 de coke et 2,8 p. 100 de charbon de bois du poids de la masse traitée. Un four était desservi dans la journée par 7 ouvriers.

En 1891-92, on fondit aux usines de la *Proprietary Company* 246 907 tonnes de minerai, qui fournirent 39 390 tonnes de plomb avec 9 269 022 onces d'argent.

Une partie du minerai de Broken-Hill est fondue de la manière qui vient d'être décrite sur les bords de la mer dans l'*Australie méridionale* (Dry Creek, près *Adelaïde* et *Port-Pirie*).

Jusqu'à présent, le plomb d'œuvre n'est désargenté en Australie qu'en petite quantité, la majeure partie étant expédiée en Europe.

EXTRACTION DU PLOMB DU SULFATE DE PLOMB.

Le sulfate de plomb ne se rencontre qu'exceptionnellement en quantités assez grandes pour qu'il puisse être traité isolément pour plomb. Il est ordinairement fondu avec d'autres minerais de plomb.

Le traitement isolé du sulfate de plomb est effectué de préférence dans des fours à réverbère. Si l'on a de la galène à sa disposition, on en ajoute une quantité suffisante pour que, comme dans le travail par grillage et réaction, le sulfure et le sulfate de plomb se décomposent en plomb et acide sulfureux. Dans le cas contraire, on ajoute au sulfate de plomb une certaine quantité de charbon pour le réduire partiellement en sulfure. Le sulfure de plomb et le sulfate resté indécomposé se décomposent alors mutuellement en plomb et acide sulfureux. Cette opération fournit toujours des résidus, qui ont besoin de subir un traitement ultérieur dans des fours à cuve.

Un autre mode de traitement du sulfate de plomb en fours à réverbère consiste à le transformer en silicate par fusion avec du quartz. Le silicate de plomb est ensuite fondu dans des fours à cuve avec des fondants ferrugineux et de la pierre calcaire, comme le silicate obtenu dans le travail par grillage et réduction.

Enfin, on peut aussi fondre le sulfate de plomb avec du charbon et du fer métallique dans des fours à réverbère, ou bien avec du charbon et des oxydes ou des silicates basiques du fer dans des fours à cuve. Le sulfate de plomb est alors réduit en sulfure et ce dernier décomposé, avec séparation de plomb et d'une matte plumbeuse, par le fer métallique ou par le fer réduit des fondants ferrugineux.

*Schneidermann*¹ propose de fondre le sulfate de plomb dans des fours à réver-

¹ Percy, *Metallurgy of Lead*, p. 297 (édition allemande).

bère avec 67 p. 100 de carbonate de calcium, 37 p. 100 de spath fluor et 12 à 16 p. 100 de charbon. Le plomb serait ainsi séparé à l'état métallique, avec production de sulfate de calcium, qui forme une scorie avec le spath fluor.

A *Bagilt*, dans le *Flintshire* (Angleterre), des minerais australiens contenant 57,3 p. 100 de plomb et 0,96 p. 100 d'argent étaient fondus pour plomb d'œuvre dans des fours à réverbère, par quantités de 1275 kilogr., avec 76,5 kilogr. de charbon menu, 38 kilogr. de fonte et 51 kilogr. de cendres de pyrite. Ce lit de fusion était passé en 8 heures.

On obtenait, outre le plomb d'œuvre avec 3,38 p. 100 d'argent aurifère, une petite quantité de matte plombreuse (38 kilogr.) avec 13,50 p. 100 de plomb, 5 p. 100 de cuivre et 0,08 p. 100 d'argent. Cette matte était grillée et fondue pour plomb d'œuvre et matte cuivreuse.

II. — Extraction du plomb des produits métallurgiques plombifères.

Les produits métallurgiques plombifères se forment dans l'extraction et le raffinage du plomb et lors de la séparation de ce métal d'avec l'argent. Les principaux de ces produits sont : les résidus du travail par grillage et réaction, les mattes plombieuses, les scories, les débris de fours, les crasses, les poussières ou fumées, la litharge, les fonds de coupelles, les abzugs et les abstrichs.

Résidus du travail par grillage et réaction.

Les résidus du travail par grillage et réaction contiennent de l'oxyde, du sulfate, du silicate et du sulfure de plomb et les matières étrangères renfermées dans la galène. Ils sont fondus dans des fours à cuve d'après les principes de la méthode par grillage et réduction ou de cette dernière combinée avec la méthode par précipitation. Dans ce dernier cas, le sulfure de plomb est décomposé par le fer ajouté à l'état métallique ou par le fer réduit des fondants ferrugineux pendant le travail en four à cuve.

Dans quelques usines de l'Angleterre, on emploie des fours à cuve bas à une tuyère, hauts de 1 mètre et formés de plaques de fonte ; ces fours portent le nom de *foyers à scories*. Ce sont des fours à œil (la sole du foyer se compose d'une couche de coke menu pilonné sur la plaque de sole) et ils sont munis de deux avant-creusets en fonte, dont l'un reçoit les masses fondues s'écoulant du foyer et l'autre les scories. Les scories sortant du premier creuset s'écoulent dans le second, qui se trouve en avant du premier, et au moyen d'un courant d'eau froide elles y sont désagrégées de façon que l'on puisse recueillir facilement les grains de plomb qu'elles renfermaient. Le plomb est puisé dans le premier creuset ou bien percé dans un bassin de coulée.

La disposition d'un pareil foyer est représentée par les figures 271 et 272 (les nombres inscrits sont des mesures anglaises). *d* est la paroi antérieure, *e* la paroi postérieure, *a* la plaque de sole, *b* le creuset de réception des masses fondues, *c* le creuset à scories, *g* le conduit qui amène l'eau pour la désagrégation des scories, *d* un bassin de coulée. La sole et les deux creusets sont recouverts d'une couche de coke menu. Dans un pareil four on passe en 6 heures, à *Keldhead*, environ 4 tonnes de résidus.

Il est préférable de fondre les résidus dans des fours à cuve élevés, comme ceux qui ont été décrits à propos du travail par grillage et réduction.

On procède ainsi, par exemple, à la *Friederichshütte*, près *Tarnowitz*, où les résidus du travail par grillage et réaction (procédé *Tarnowitz*) sont fondus dans les mêmes fours que les minerais grillés en fours à pelletage continu (procédé par grillage et réduction).

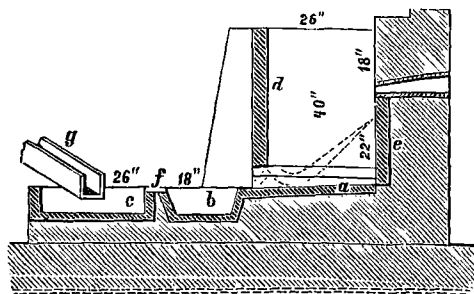


Fig. 271. — Foyer à scories anglais pour le traitement des résidus du travail par grillage et réaction; coupe verticale.

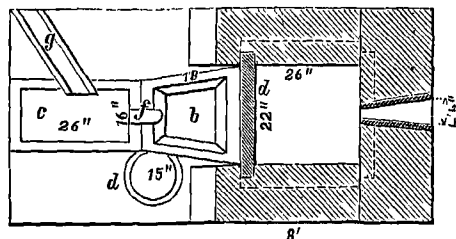


Fig. 272. — Foyer à scories anglais; coupe horizontale.

La pression du vent s'élève à 22,^{mm}5 de mercure.

Le lit de fusion offrait parfois la composition suivante :

Résidus du travail par grillage et réaction . .	2,5-3 tonnes.
Fonds de coupelles	0,151 »
Produits intermédiaires plombifères	0,05 »
Scories riches	4 »
Matte plombeuse grillée	0,6 »
Scories d'affinage du fer	1 »
Pierre calcaire	0,20 »
Total	8,20 tonnes.

En 24 heures, on passait 25 tonnes de lit de fusion ou 7,5 à 8 tonnes de résidus, avec une pression de vent de 22,^{mm}5 de mercure.

Pour 12 parties de lit de fusion, on employait 1 partie de coke.

Matte plombeuse. Scories.

Le traitement de la *matte plombeuse* a déjà été exposé lors de la description des méthodes par grillage et réduction et par précipitation (p. 349 et 369).

Les *scories* sont ajoutées lors du traitement des minerais et du traitement de la matte. Si elles sont en quantités telles qu'elles puissent faire l'objet d'un traitement particulier, comme les scories du travail par grillage et réduction à Freiberg, les scories de la montagne du Laurium en Grèce, il vaut mieux les fondre en fours à cuve.

A *Freiberg*, les scories riches du travail par grillage et réduction sont, comme il a été déjà expliqué p. 354, fondues pour plomb d'œuvre et matte cuivreuse dans des fours Pils avec de la matte plombeuse grillée.

Les *scories du Laurium* étaient autrefois fondues dans des foyers, dits foyers à scories, avec de la chaux et des minerais de fer. Ces appareils imparfaits ont été plus tard remplacés par de nouveaux fours à cuve (fours ronds à 4 tuyères avec refroidissement par l'eau).

Les scories du Laurium, qui provenaient du temps de Solon et de Xénophon et en partie aussi du temps de Strabon (66 ans avant J.-C.), offraient, d'après *Dies*, la composition suivante :

Acide silicique. . . .	27,50-35,70	p. 100
Oxyde de plomb	8,00-15,36	—
Oxyde de zinc	2,00- 9,00	—
Peroxyde de fer	14,00-25,00	—
Chaux	10,00-28,00	—
Magnésie.	1,00- 3,00	—
Alumine	3,00- 9,00	—

Lorsqu'on se sert de fours ronds, les scories de la fonte des scories du Laurium renferment 0,5 à 1 p. 100 de plomb. 1 partie de coke suffit pour 6,6 parties de lit de fusion. Pour préparer 1 tonne de plomb, on emploie 1,9 t. de coke.

Débris de fours. Crasses. Poussières ou fumées.

Sous le nom de *débris de fours*, on désigne les dépôts qui se sont formés sur les parois des fours, dépôts qui se composent de particules du lit de fusion brutes et à demi fondues, ainsi que de sulfure de plomb volatilisé et de fragments de la maçonnerie des fours; les *crasses* sont des scories impures et des masses plombifères solidifiées, que l'on recueille lors du nettoyage de la sole des fours. Ces corps sont ajoutés lors de la fonte des minerais de plomb directement ou après avoir subi une préparation mécanique.

Poussières ou fumées. Toute usine à plomb établie d'après les principes de la technique moderne doit être munie de dispositifs suffisamment spacieux pour recueillir les métaux et les combinaisons métalliques qui se dégagent des appareils de grillage et de fusion, ainsi que les particules de minerais, de combustible, etc., entraînées par le courant gazeux¹. Malheureusement, un grand nombre d'usines sont encore actuellement bien imparfaites sous ce rapport, soit qu'elles ne possèdent pas de pareils dispositifs, soit que ceux qu'elles possèdent soient insuffisants.

Le produit accumulé dans ces dispositifs, les *poussières* ou *fumées*, se compose principalement de sulfate et d'oxyde de plomb, de sulfures métalliques et de particules du lit de fusion et de combustible. Lorsqu'on traite des minerais zincifères, les fumées renferment aussi de grandes quantités d'oxyde de zinc.

¹ Voy. C. Schnabel, *Lehrbuch der allgemeinen Hüttenkunde*.

La composition des fumées de différentes usines est mise en évidence par les analyses suivantes :

	Pueblo (Etat de Colorado)	Harz Supérieur	Ems		Freiberg
			I	II	
Plomb	—	34,8	60,48	67,04	35,2
Oxyde de plomb	37,65	18,0	—	—	—
Silicate de plomb	—	2,9	—	—	—
Zinc	—	1,0	3,17	4,22	5,28
Oxyde de zinc	5,32	1,5	—	—	—
Oxyde de cadmium	—	—	—	—	1,30
Arsenic	—	3,0	0,24	0,16	28,30
Antimoine	—		0,42	0,31	—
Argent	0,04	—	—	—	—
Fer.	—	—	0,002	0,003	—
Peroxyde de fer	24,98	1,0	2,12	—	—
Alumine	1,31	4,5		1,00	1,57
Chaux	5,26	—	1,15	0,61	1,01
Magnésie	—	—	—	—	0,25
Acide silicique	8,63	12,3	—	—	6,19
Soufre	2,53	7,8	6,22	5,42	—
Acide sulfurique	1,61	2,8	14,78	14,07	3,38
Eau	11,20	—	—	—	—
Acide carbonique		—	—	—	—
Carbone	—	2,5	8,00	5,80	1,17

Les fumées, ordinairement incorporées dans de l'argile ou de la chaux, sont ajoutées lors de la fonte des minerais de plomb en fours à cuve. On les ajoute aussi telles quelles lors de la fusion des minerais en fours à réverbère (travail par grillage et réaction, voyez le procédé de Tarnowitz). Aux usines du *Harz Inférieur*, on les traite d'abord, à cause de leur teneur élevée en zinc, par l'acide sulfurique étendu, qui dissout l'oxyde de zinc, mais laisse le plomb dans le résidu. Ces fumées offrent la composition suivante :

Oxyde de zinc	28,90
Oxyde de plomb	20,26
Protoxyde de cuivre	0,72
Argent	0,07
Chaux	0,45
Soufre	5,43
Résidu insoluble	18,14
Perte par calcination	9,58

Les fumées lessivées sont ajoutées lors de la fusion des minerais, tandis que la lessive est traitée pour sulfate de zinc. Si les fumées doivent être traitées isolément, il faut les agglomérer en morceaux à l'aide d'une substance agglutinante ou les mouler en briquettes. Les meilleures substances agglutinantes sont les matières bitumineuses (par exemple la poudre de schiste, le brai de houille).

Aux usines à cuivre du *Mansfeld*, on obtient des fumées avec 14 p. 100 de

plomb. Celles-ci sont pétries avec du menu de schiste cuivreux (poudre de schiste), moulées en briquettes à l'aide de presses et ensuite grillées avec le schiste cuivreux. Les fumées ainsi traitées sont fondues avec des scories riches en fer dans des fours à cuve (à Eckarthütte) pour plomb d'œuvre tenant 0,3 à 0,4 p. 100 d'argent.

Écumes cuprifères. Litharge. Fonds de coupelles. Abzugs. Abstrichs.

Lors de la séparation du plomb d'avec l'argent (par coupellation) et de l'enrichissement du plomb en argent qui précède cette séparation (à l'aide du zinc ou du procédé de Pattinson), on obtient une série de produits accessoires plombifères, qui sont traités pour plomb par une fusion réductrice. Ces produits sont des *abzugs cuprifères* et *argentifères*, désignés sous les noms d'*écumes cuprifères*, de *litharge*, de *fonds de coupelles*, d'*abzugs* et d'*abstrichs*.

On obtient les *écumes cuprifères* (*Schlicker*), lorsqu'on fond le plomb contenant du cuivre en vue de sa désargentation. Ces écumes renferment du plomb métallique, des oxydes de plomb, du cuivre et une certaine quantité d'argent. On les soumet d'abord à une *liquation* ou *ressuage*, afin d'en séparer une partie du plomb argentifère et ensuite on les ajoute lors de la fonte des minerais ou mieux encore lors du travail des mattes. Si elles sont en quantités telles qu'elles puissent être traitées isolément, comme par exemple, lorsque la désargentation est plus importante que la fonte des minerais ou dans les ateliers de désargentation qui ne s'occupent pas du travail des minerais et des mattes, on les fond dans des fours à cuve, avec addition de pyrite ou de galène, pour plomb d'œuvre et matte plombeuse cuprifère, et l'on traite cette dernière pour matte cuivreuse par grillage et fusion dans des fours à cuve.

On obtient la *litharge* lors de la fusion oxydante (lors de la coupellation) du plomb argentifère en vue de l'extraction de l'argent. Une partie de la sole, sur laquelle est effectuée cette opération, absorbe une portion de la litharge et doit par suite être également traitée pour plomb et argent.

Actuellement, dans la plupart des usines métallurgiques, le plomb argentifère est décomposé par les opérations d'enrichissement indiquées en deux parties, l'une, la plus grande, pauvre en argent et l'autre, la plus petite, riche en ce dernier métal. Il n'est par conséquent soumis à la coupellation qu'une partie relativement faible du plomb. Le plomb qui, à cause de sa grande impureté, provenant principalement de sa teneur en cuivre, rend trop coûteuses les opérations d'enrichissement, est seul soumis directement à la coupellation.

La *litharge* que l'on obtient lors de la coupellation du plomb riche en argent est ajoutée, à cause de l'argent qu'elle renferme, lors de la fusion de minerais de plomb argentifères, ou bien, si on ne fond pas de minerais, elle est traitée pour plomb d'œuvre, par une fusion réductrice, seule ou avec des fonds de coupelles.

La *litharge* qui se produit lors de la coupellation de *plombs pauvres* et qui est par suite pauvre en argent, est livrée au commerce ou traitée pour plomb marchand par une fonte réductrice. On désigne sous le nom de *révivification* la fusion réductrice des litharges, que celles-ci soient traitées pour plomb d'œuvre ou pour plomb marchand.

Les *fonds de coupelles* sont traités comme la litharge. S'ils sont riches en argent, on les ajoute lors de la fonte de minerais argentifères ou on les révivifie

pour plomb d'œuvre avec des litharges. S'ils sont pauvres, on les traite pour pour plomb marchand avec les litharges.

La *révivification des litharges* peut être effectuée dans des bas-foyers, des fours à réverbère et des fours à cuve.

A cause des pertes en métaux qu'elle entraîne et de la grande dépense de combustible qu'elle exige, la *révivification des litharges au bas-foyer* est un procédé imparfait, qui n'est employé qu'exceptionnellement. Le *foyer à révivification sibérien* est un bas-foyer particulier, dans lequel la litharge liquide produite dans le four de coupellation s'écoule immédiatement. C'est une caisse en tôle munie inférieurement d'un œil découvert, qui, remplie de charbon de bois incandescent, est établie devant la voie des litharges du four de coupellation allemand. La litharge sortant de ce dernier coule dans la caisse en tôle et en traversant la couche de charbon incandescent elle est réduite en plomb, qui s'écoule par l'œil découvert du bas-foyer. L'air nécessaire pour la combustion du charbon passe par l'œil. Ce dispositif permet de réaliser une économie de combustible, parce que la litharge y arrive à l'état liquide, mais il rend plus difficile le travail du four à coupellation et les ouvriers sont incommodés par les vapeurs de plomb qui se dégagent. En outre, on obtient des résidus, qui doivent être traités dans le four à cuve. Ce foyer sibérien est en usage, par exemple, à *Schemnitz en Hongrie* et dans l'*Altai*.

Le procédé de *révivification des litharges au four à réverbère* est fréquemment employé. En réglant convenablement la température, on peut restreindre considérablement la volatilisation inévitable du plomb et empêcher des métaux étrangers de passer dans ce dernier. Cependant, on obtient aussi dans ce cas des résidus plombifères, qui doivent être traités dans des fours à cuve.

Les fours à réverbère sont disposés comme ceux dont on se sert pour le travail par grillage et réaction. Le mieux est de les munir d'une sole inclinée avec orifice d'écoulement (comme les fours à plomb carinthiens) ou un bassin. Dans le premier cas, le plomb s'écoule d'une manière continue, tandis que dans le second il doit être percé périodiquement. Dans beaucoup d'usines on emploie aussi pour la *révivification des litharges* les fours de coupellation allemands. Dans ce cas, ces derniers doivent être munis d'un trou de coulée. La sole des fours à réverbère est faite avec une brasque très dense.

La litharge n'est pas mélangée intimement avec le charbon, mais chargée en couches alternatives avec ce dernier. Comme charbon, on emploie ordinairement de la houille maigre. Le chargement effectué, on chauffe d'abord faiblement et on élève ensuite la température jusqu'au rouge sombre. On brasse les masses de temps en temps. Lorsque la réduction de la litharge est presque achevée, on élève la température, afin de retirer encore une partie du plomb retenu dans les résidus. On enlève ensuite ces derniers et l'on introduit une nouvelle charge dans le four. Les résidus se composent d'un mélange d'oxyde de plomb, de charbon, des impuretés du plomb, de cendre et des matières formant la sole. Ils sont fondus pour plomb dans des fours à cuve, soit seuls soit avec d'autres produits plumbeux, ou bien pour plomb aigre, s'ils renferment de l'antimoine. Les *abzugs* (écumes plombifères, crasses de *révivification*), qui se forment sur le plomb après la sortie de celui-ci du four, sont retournés dans le four avec la litharge.

A *Deebank, dans le Nord du Pays de Galles*, on *révivifiait*, en 24 heures, d'après les indications de *Rivot*, dans un four long de 3^m,50 et large de 2^m,30,

4 charges de litharge de chacune 3 tonnes. Dans ce temps, la consommation du combustible s'élevait à 1,4 t., celle en charbon réducteur à 1,2 t. de houille. Le rendement en plomb était de 90 p. 100. La quantité des résidus s'élevait à 3 p. 100 du poids de la litharge. Leur teneur en plomb était de 40 à 50 p. 100. A l'usine de *Pertusola*, près *La Spezia* (Italie), on revivifie en 24 heures dans un four à réverbère 30 t. de litharge, avec un rendement en plomb de 90 p. 100.

Les fours les plus convenables pour la *révivification des litharges en four à cuve* sont les nouveaux fours avec la même grandeur et les mêmes dispositions que ceux dont on se sert pour la fonte des minerais. Ils doivent être de préférence à creuset. Autrefois, on a aussi employé pour la révivification des litharges des fours à ceil couvert, mais on y a renoncé à cause des difficultés que présente cette disposition.

Afin de préserver le plomb réduit contre l'action de l'air soufflé, on charge la litharge avec des scories de l'opération elle-même.

Comme combustible, on emploie du coke ou du charbon de bois.

L'opération donne du plomb ou du plomb d'œuvre et des scories de révivification. Le plomb marchand fourni par la révivification de litharges pauvres en argent, comparé à celui que l'on obtient dans les opérations de désargentation à l'aide de zinc et dans le procédé Pattinson, est assez impur, comme le montrent les chiffres suivants, qui indiquent la teneur en éléments étrangers du plomb de révivification du Harz Supérieur :

	Plomb de révivification de	
	L'usine de Lautenthal, d'après Streng.	L'usine de Clausthal, d'après Hilgenberg.
Cuivre	0,070	0,081
Antimoine	0,240	0,023
Fer.	0,005	0,0086
Zinc	0,015	0,013

Les scories de révivification sont riches en plomb (8 à 50 p. 100) et doivent par suite rentrer dans le travail. Elles contiennent aussi enfermée mécaniquement la litharge qui a pu arriver jusque sur la sole sans être réduite. De même que les scories, les *abzugs*, qui dans le bassin de coulée se forment à la surface du plomb (ou les *crasses* de révivification), sont aussi ajoutés lors du travail de révivification.

Au *Harz Supérieur*, tant que l'on soumit le plomb directement à la coupellation sans son enrichissement préalable en argent et que l'on obtint des litharges pauvres en ce dernier métal, la révivification des litharges était pratiquée sur une grande échelle. Maintenant que l'on ne coupelle directement que les petites quantités de plomb qui se produisent dans le traitement des *mattes*, tandis que tout le reste du plomb d'œuvre est enrichi en argent avant la coupellation, on n'obtient plus que de faibles quantités de litharges pauvres en argent, qui sont révivifiées avec les produits secondaires de la désargentation par le zinc ou ajoutées lors de la fonte des minerais.

La révivification des litharges était effectuée dans des fours à bassin hauts de 5 mètres et munis d'une tuyère, sous une pression de vent de 15 à 16^{mm} de mercure. 100 parties de litharge étaient chargées avec 11,5 parties de scories de révivification. En 7 heures, on passait 9 tonnes de litharge. La consommation de combustible (coke) s'élevait à 11 p. 100 du poids de la litharge.

Au *Harz Inférieur*, on passait en 24 heures dans des fours à bassin à deux

tuyères, sous une pression de vent de 10^{mm} de mercure, 10 tonnes de litharges avec 2 tonnes de coke.

A *Freiberg*, la révivification des litharges a lieu dans des fours Pilsz à huit tuyères. En 24 heures, on révivifie dans un four 65 tonnes de litharges avec 33 p. 100 de scories et une dépense en combustible (coke) de 4,5 à 5 tonnes. Les scories de révivification contiennent 10 p. 100 de plomb.

La *sole du four de coupellation*, qui est faite avec un mélange de chaux et d'argile ou avec de la marne naturelle, ou avec de la cendre d'os ou du ciment, absorbe pendant la coupellation de l'oxyde de plomb et de l'argent. Elle est cassée en morceaux et ajoutée lors de la fonte pour plomb d'œuvre en fours à cuve de minerais ou de mattes argentifères ou de litharges argentifères. Cette matière (*fonds de coupelles*) n'est pas en général en quantités telles qu'elle puisse faire l'objet d'un traitement spécial pour plomb d'œuvre. Dans le cas où on en aurait des quantités suffisantes, le mieux serait de la révivifier en fours à cuve pour plomb d'œuvre avec des fondants scorifants.

Abzugs. On désigne sous ce nom la croûte qui, lors de la fonte de plomb d'œuvre impur dans le four de coupellation, se sépare à la surface du bain métallique ; cette croûte contient les impuretés retenues mécaniquement par le plomb, principalement de la matte, puis du cuivre, du plomb d'œuvre, de l'oxyde de plomb et des oxydes des métaux facilement oxydables. A cause de la présence d'argent, de plomb et cuivre dans les *abzugs*, on ajoute ceux-ci lors du traitement des minerais ou des mattes. S'ils sont en grandes quantités, on les fond séparément, avec addition de pyrite, pour plomb d'œuvre, nommé *plomb d'œuvre d'abzugs*, et pour matte ; celle-ci est ensuite traitée pour cuivre, plomb et argent.

A *Freiberg*, où l'on soumet à la coupellation du plomb contenant de l'étain, on obtient ce dernier dans les premiers *abzugs* difficilement fusibles. Ces *abzugs* sont traités pour *plomb stanneux*, d'après un procédé indiqué par *Plattner*¹.

Les *abzugs* stannifères offrent la composition suivante :

Oxyde de plomb . . .	70,35 p. 100
Bioxyde d'étain . . .	12,53 »
Acide antimonique . . .	12,50 »
Acide arsénique . . .	4,73 »
Bioxyde de cuivre . . .	0,61 »
Argent	0,25 »

Ils sont d'abord traités dans un four à réverbère de raffinage, avec 5 p. 100 de charbon réducteur, pour plomb d'œuvre et *abstrich* sans argent, qui contient 11,5 p. 100 d'étain et 14,5 p. 100 d'antimoine. Cet *abstrich* est révivifié dans des fours Pilsz, avec 15 p. 100 de scories et une dépense en coke de 25 p. 100, pour *plomb stanneux* tenant 11,8 p. 100 d'étain, 10,3 p. 100 d'antimoine et 3,5 p. 100 d'arsenic. Le plomb stanneux est traité, par une fusion oxydante dans le four à réverbère de raffinage, pour *abstrich* stannifère et plomb antimonial à 15 p. 100 d'antimoine. L'*abstrich* stannifère, qui porte le nom de *première poudre stanneuse* (*erster Zinnpuder*), est fondu pour *deuxième plomb stanneux de révivification* (*zweiter Zinnfrischblei*) dans des fours à cuve avec 200 p. 100 de scories

¹ *Jahrbuch für das Berg- und Hüttenwesen in Sachsen*, 1883.

de l'opération elle-même ou des scories de la première révivification du plomb stanneux et une dépense en coke de 60 p. 100. Le deuxième plomb stanneux est traité à son tour, par une fusion oxydante dans le four à réverbère, pour *plomb antimonial*, avec 48 p. 100 d'antimoine, 1 p. 100 d'arsenic et 0,5 p. 100 d'étain, et *deuxième poudre stanneuse* (*zweiter Zinnpuder*), avec 44 à 50 p. 100 de plomb, 24 à 27 p. 100 d'étain, 11 à 13 p. 100 d'antimoine, 0,48 à 0,95 p. 100 de cuivre et 0,95 à 2,72 p. 100 d'arsenic. La deuxième poudre stanneuse est fondue pour *plomb stanneux*, tenant 33 p. 100 d'étain, 14 p. 100 d'antimoine et 1 p. 100 d'arsenic, dans des fours à bassin élevés à deux tuyères, dans lesquels elle est chargée par quantités de 12,5 kilogr., mélangées avec 2,5 kilogr. de coke. La scorie qui se produit contient de grandes quantités d'étain aussi bien à l'état de mélange mécanique qu'à l'état de combinaison.

Elle est traitée dans des fours à cuve, sans fondants, avec 20 p. 100 de coke pour *plomb stanneux de scorie* (*Schlackenzinnblei*), qui offre une composition analogue à celle du plomb stanneux. On obtient en même temps une scorie rejetable avec 5,30-8,8 p. 100 d'acide stannique.

Les *abstrichs* sont un mélange d'oxyde de plomb, d'antimoniate de plomb et d'oxydes des autres métaux non précieux contenus dans le plomb. On les obtient lors de la coupellation et du raffinage du plomb argentifère en vue de la désargentation de ce dernier, ainsi que lors du raffinage de plomb sans argent ou de plomb désargenté.

Les *abstrichs* sont généralement soumis d'abord à une *liqutation*, afin d'en éliminer le plus de plomb possible ou d'argent s'ils sont argentifères et de concentrer ainsi en même temps leur antimoine.

Les *abstrichs* liquatés sont, s'ils renferment une quantité suffisante d'antimoine, traités par une fusion réductrice, dite *révivification des abstrichs*, pour un alliage de plomb et d'antimoine, appelé *plomb aigre* ou *antimonial*. Si les *abstrichs* sont pauvres en antimoine, on les ajoute lors de la fonte des minerais ou du traitement des mattes.

La *liqutation des abstrichs* est pratiquée dans des fours à réverbère avec sole en brasque, dans des fours à raffiner le plomb et fréquemment aussi dans des fours de coupellation avec sole en brasque. On les fond soit directement sur la sole, soit, comme au Harz Supérieur, sur un lit de bois, disposé sur la sole (fagots ou vieilles planches). On mélange aussi les *abstrichs* avec une certaine quantité de charbon, en vue de la réduction de l'oxyde de plomb, à laquelle contribue également le lit de bois. On perce d'abord le plomb liquide et, aussitôt que celui-ci a été puisé dans le bassin de coulée, on fait également écouler dans ce dernier les *abstrichs* maintenus liquides. On fait aussi couler tout le contenu liquide du four dans un bassin. Le plomb se rassemble dans le bassin, tandis que les *abstrichs* plus légers surnageant le métal passent par-dessus le bord du bassin et tombent sur le sol de l'atelier. Le plomb argentifère liquaté, dit *plomb d'œuvre de la liqutation des abstrichs*, est ordinairement coupellé.

A *Lautenthal*, au Harz Supérieur, la liqutation des *abstrichs*, que l'obtient lors de la coupellation du plomb d'œuvre provenant du traitement des mattes, est effectuée dans un four de coupellation allemand avec sole en brasque, trou de coulée et bassin de coulée en brasque. La brasque se compose de 2/4 parties de coke et de 6 parties de schiste argileux. La charge s'élève à 4 tonnes d'*abstrichs* qui sont étendus sur la sole recouverte d'un lit de fagots.

Le chauffage a lieu avec courant d'air forcé sous la grille. Comme combus-

tibles, on emploie de la houille et des fagots. La liquation de la charge (4 tonnes) dure 10 heures. Le plomb liquide est d'abord percé dans le bassin de coulée. Lorsqu'il a été percé, on élargit le trou de coulée et on reçoit également les abstrichs liquides dans le bassin.

On a obtenu, par exemple, avec 16 tonnes d'abstrichs, 9,70 t. d'abstrichs liquatés et 6 tonnes de plomb d'œuvre de liquation. On a employé pour cette opération 100 fagots et 3,6 t. de houille, ainsi que 1 tonne de coke pour la confection de la brasque. Dans une autre liquation, à Lautenthal, 3300 kilogr. d'abstrichs avec 86 p. 100 de plomb ont fourni 2500 kilogr. d'abstrichs liquatés et 600 kilogr. de plomb d'œuvre de liquation.

A *Freiberg*, les abstrichs argentifères sont mélangés avec 20 p. 100 de charbon et ensuite liquatés, avant leur désargentation, dans un four à réverbère pour le raffinage du plomb d'œuvre. En 24 heures, on liquate 7 tonnes d'abstrichs avec une dépense en combustible de 15 p. 100 de houille et de 5 p. 100 de lignite. On obtient 1,9 t. de plomb d'œuvre de liquation et 3 tonnes d'abstrichs liquatés avec 10 à 14 p. 100 d'antimoine ¹.

La *révivification des abstrichs* est effectuée dans les mêmes fours que ceux dont on se sert pour la *révivification des litharges*. Les abstrichs étant difficilement fusibles, les *fours à cuve* de construction nouvelle sont les plus convenables pour cette opération. On charge les abstrichs avec des scories de l'opération elle-même et des scories de la fonte des minerais et des mattes. La fusion réductrice fait passer dans le plomb l'antimoine des abstrichs, l'antimoniate de plomb étant réduit en plomb antimonial et absorbé par le plomb en excès.

La teneur en antimoine du *plomb aigre* varie avec celle de la matière antimonifère soumise à la fonte. Elle s'élève ordinairement à 10-20 p. 100. Dans des cas rares, elle va jusqu'à 40 p. 100. Très-fréquemment, le plomb aigre est encore soumis à une purification par fusion dans des chaudières et traitement par la vapeur d'eau (Harz Supérieur) ou perchage.

Indépendamment des abstrichs liquatés, il y a encore toute une série de produits secondaires antimonifères qui peuvent servir à l'*extraction du plomb aigre*; ces produits sont obtenus lors du raffinage du plomb d'œuvre désargenté (abstrichs sans argent), lors de la purification du plomb en saumons (plomb marchand de deuxième qualité) fourni par des produits secondaires impurs de la désargentation (oxydes pauvres) et la litharge de la coupellation du plomb d'œuvre du traitement des mattes (écumes du plomb en saumons) et enfin lors de la purification du plomb aigre (abstrichs du plomb aigre provenant de bassins de coulée et écumes de la purification du plomb aigre en chaudières).

A *Lautenthal*, la fonte pour plomb aigre est effectuée dans des fours à bassin avec une tuyère, sous une pression de vent de 22^{mm} de mercure.

Le lit de fusion offrait parfois la composition suivante :

Abstrichs liquatés de la coupellation de plomb d'œuvre de matte.	4,500 tonnes.
Abstrichs de raffinage du plomb désargenté	60,250 »
Écumes de la purification du plomb aigre en chaudières	10,000 »
Abstrichs du plomb aigre dans le bassin de coulée	4,500 »
Écumes de plomb en saumons (ou plomb marchand de deuxième qualité).	4,760 »
Scories de la fonte des minerais	12,700 »

¹ *Jahrbuch für das Berg- und Hüttenwesen in Sachsen*, 1883.

Scories de l'opération elle-même 25,150 tonnes.
 Cuivre pyriteux grillé 1,950 »

Avec une consommation en coke de 12,750 t., la fonte de ce lit de fusion donnait 64 tonnes de plomb aigre et 4,500 t. d'abzugs sortant du bassin de coulée.

En 24 heures, on passait 10 tonnes de matières antimonifères.

Le plomb aigre en question était fondu dans des chaudières en fonte par quantités de 11 à 12 tonnes. 4 heures après le chargement, on enlevait les impuretés réunies à la surface (les écumes cuprifères) et on faisait encore passer de la vapeur d'eau pendant 10 à 15 minutes à travers le bain métallique, dont la température ne s'élève pas beaucoup au-dessus de 400°, après quoi on puisait le plomb purifié. On ajoute toujours au plomb aigre contenu dans la chaudière une certaine quantité de cuivre. Avec 64 tonnes de plomb aigre brut, on obtenait, par exemple, 50,2 t. de plomb antimonial et 13 t. d'écumes cuprifères et cela avec une dépense en combustible de 3 t. de houille et de 40 fagots.

La teneur moyenne en antimoine du plomb aigre raffiné s'élève à 17-19 p. 100, sa teneur en argent à 0,001-0,002 p. 100.

La composition du plomb aigre raffiné (plomb antimonial) du Harz Supérieur est mise en évidence par les analyses suivantes :

	1890-91	1891-92	1892-93
Plomb.	81,71	82,44	82,08
Antimoine.	17,69	16,90	17,34
Cuivre.	0,62	0,68	0,62

A Freiberg ¹, les abstrichs du raffinage du plomb argentifère qui précède la désargentation sont liquatés avec addition de 2 p. 100 de charbon réducteur dans des fours à réverbère de raffinage et ensuite révivifiés. Les abstrichs liquatés contiennent 10 à 14 p. 100 d'antimoine; leur révivification est effectuée dans des fours Pilz avec parties égales de scories de plomb pauvres ou de scories de l'opération elle-même. En 24 heures, on passe 22 à 23 tonnes d'abstrichs, avec une consommation en coke de 0,9 t. et l'on obtient 3,5 t. de plomb aigre tenant 18 p. 100 d'antimoine et 0,4 p. 100 d'étain. Ce plomb est fondu par quantités de 15 tonnes dans des chaudières en fonte et perché pendant 4 heures. L'épuration dure en totalité 7 heures. De 100 parties de plomb aigre brut, on retire 85 parties de plomb aigre raffiné et 15 parties d'écumes cuprifères. On consomme en combustible 3 p. 100 de lignite et 3,5 p. 100 de houille du poids du plomb aigre brut.

Le *plomb aigre raffiné* contient 15 p. 100 d'antimoine, 2,5 p. 100 d'arsenic et 0,3 p. 100 d'étain.

Les *écumes cuprifères* obtenues lors du raffinage du plomb aigre sont soumises à une liquation dans le four à raffiner le plomb, et on en retire par ressuage une grande quantité de plomb aigre (75,5 p. 100) avec 13,2 p. 100 d'antimoine, 2,8 p. 100 d'arsenic et 0,1 p. 100 d'étain. Les résidus de la liquation (nommés *épines de ressuage* ou abzugs) sont, à cause de l'étain qu'ils renferment, ajoutés lors de la révivification des abstrichs stannifères (voy. p. 390).

Les scories riches en plomb provenant de la révivification des abstrichs sont fondues seules dans des fours à cuve pour *plomb aigre de scories* (*Schlackenhardtblei*). Comme le plomb aigre de la révivification des abstrichs, ce plomb est soumis à une purification par fusion dans des chaudières en fonte et perchage.

¹ *Jahrbuch für das Berg- und Hüttenwesen in Sachsen*, 1883.

Lors de la première fonte des scories, on obtient des scories qui, à cause de leur teneur en plomb et antimoine, ne sont pas encore rejetables. On les fond dans des fours à cuve avec addition de 10 p. 100 de pierre calcaire pour plomb d'œuvre de scories et scories rejetables avec une teneur en antimoine de 2,5 p. 100. Dans ces opérations, on passe en 24 heures 25 tonnes de scories, avec une dépense en combustible (coke) de 20 p. 100.

Les *produits secondaires qui se forment lors du raffinage du plomb* sont des écumes cuprifères, des épines de ressuage et des abzugs, en outre des abstrichs, des oxydes zincifères (dits oxydes pauvres) et des écumes plombifères.

Les *écumes cuprifères*, les *épines de ressuage* et les *abzugs* sont ajoutés lors du traitement des minerais et des mattes ou fondus seuls pour matte et plomb d'œuvre avec de la pyrite. Les *écumes cuprifères contenant de l'argent* sont encore soumises avant la fusion à une liquation, par laquelle on obtient du plomb argentifère et des écumes cuprifères liquatées. Les *abstrichs*, ainsi que tous les sous-produits antimonifères du raffinage sont traités pour plomb aigre comme il a été dit précédemment. Les *oxydes zincifères* sont ajoutés lors de la fonte de minerais pauvres ou révivifiés seuls pour plomb marchand avec des scories de fer basiques et quelquefois aussi avec addition de litharge pauvre en argent. Si ces oxydes consistent en un mélange pulvérulent d'oxyde de zinc, d'oxyde de plomb et de grains de plomb comme celui que l'on obtient lors du dézingage du plomb zingueux à l'aide de la vapeur d'eau, on en sépare par lavage, avant leur révivification, une portion aussi grande que possible de l'oxyde de zinc. L'oxyde de zinc ainsi séparé est toujours mélangé avec une grande quantité d'oxyde de plomb et il est utilisé comme couleur blanche.

Les *écumes plombifères* sont ajoutées lors de la fonte de minerais ou d'oxydes pauvres en argent ou lors de la révivification de litharges pauvres.

RAFFINAGE DU PLOMB.

La pureté du plomb obtenu par les procédés d'extraction décrits précédemment est encore dans la plupart des cas altérée par différents éléments, qui, dès qu'ils se trouvent dans certaines proportions, exercent une influence nuisible sur les propriétés du plomb marchand. Ces éléments — cuivre, arsenic, antimoine, zinc, fer, bismuth, étain, soufre — doivent donc, s'ils existent dans le plomb en quantités nuisibles, être éliminés de ce dernier avant que le métal puisse être livré au commerce.

Lorsque la pureté du plomb argentifère, dit plomb d'œuvre, qui doit être soumis à la désargentation, est altérée à un certain degré par des éléments étrangers — surtout par du cuivre, de l'antimoine et de l'arsenic, ainsi que par du cobalt et du nickel, si la désargentation doit avoir lieu par le zinc — il est nécessaire, comme pour le plomb marchand qui se trouve dans ces conditions, de faire subir aussi au métal, avant la séparation de l'argent, une purification, afin d'en éliminer ces éléments, dont la présence exerce une influence fâcheuse sur l'opération de la désargentation.

Le plomb qui a été soumis à la désargentation par le zinc a, pour fournir un bon plomb marchand, aussi besoin, après cette opération, qu'il ait été purifié ou non avant celle-ci, d'être débarrassé du zinc qu'il renferme et des autres corps qui y étaient contenus ou qui ont été introduits.

Nous avons, par conséquent, à distinguer :

1. La purification du plomb ne contenant pas d'argent,
2. La purification du plomb argentifère et
3. La purification du plomb désargenté.

Le mode de purification de ces différents plombs dépend de la nature et de la quantité des éléments qu'ils renferment, et, si la nature et la quantité de ceux-ci sont les mêmes dans les trois sortes de plombs, l'opération est effectuée de la même manière et dans les mêmes appareils.

Parmi les éléments qui altèrent la pureté du plomb, la plupart, c'est-à-dire l'arsenic, l'antimoine, l'étain, le zinc, le nickel, le fer, le soufre, ont pour l'oxygène une affinité plus grande que le plomb. Ils peuvent donc être éliminés de ce métal par une fusion oxydante. Seuls, le cuivre et le bismuth possèdent pour l'oxygène une affinité moindre que le plomb et ne peuvent, par suite, être facilement séparés de ce dernier par fusion oxydante.

Le *cuivre* offre au contraire la propriété de former avec le plomb un alliage plus difficilement fusible que le plomb lui-même qui, lorsqu'on fond celui-ci, se rassemble à la surface du métal sous forme d'une croûte, nommée écume cuprifère (*Schlicker*) ou *abzug* ou lorsqu'on liquate du plomb cuprifère reste sous forme d'une masse solide, appelée *épinés de ressuage*. La majeure partie du nickel et du cobalt, ainsi qu'une petite portion de l'arsenic passent aussi dans cet alliage. — En outre, le zinc a la propriété d'absorber le cuivre du plomb cuprifère, en formant aussi avec lui un alliage, qui, lors du refroidissement du bain métallique jusqu'à une certaine température, se rend à la surface de ce dernier.

Le *bismuth* ne peut pas non plus être éliminé du plomb par le moyen indiqué. Lors de l'enrichissement du plomb *argentifère* par le procédé Pattinson, il se concentre avec l'argent dans le plomb riche en argent et lors de la coupellation de ce dernier il passe dans les dernières litharges.

Mais il ne peut pas être éliminé du plomb exempt d'argent ou désargenté par le zinc — si l'on ne veut pas en séparer le plomb par coupellation et révivifier les litharges sans bismuth ainsi obtenues. Heureusement que, d'après les expériences effectuées à Freiberg, un plomb avec une teneur en bismuth aussi grande que celle qui ne se rencontre qu'exceptionnellement — 1,9 p. 100 — peut tout aussi bien être laminé que du plomb sans bismuth. Comme ce métal ne se rencontre que rarement, c'est à peine, d'après cela, si l'on peut, lorsqu'on n'attache pas une importance particulière à l'extraction du bismuth du plomb, avoir à s'occuper lors du raffinage de ce dernier de l'élimination de cet élément.

Il résulte de ce qui précède que l'on éliminera du plomb le cuivre par une fusion lente ou par liquation ou par le zinc et les *autres éléments* — le bismuth et les métaux nobles exceptés — par une fusion oxydante.

Si la quantité du cuivre contenu dans le plomb est relativement grande, on soumettra ce dernier, avant toute autre purification, à une liquation dans des fours particuliers. Dans le cas contraire, on continuera la séparation du cuivre d'avec le plomb avec l'élimination des autres éléments ou avec la désargentation, en fondant le plomb lentement dans les fours à réverbère de raffinage ou les chaudières à désargentation et enlevant, tant qu'il se forme, l'alliage (écumes cuprifères), qui se rassemble à la surface du bain métallique. On continue ensuite l'épuration du plomb par une fusion oxydante longtemps prolongée ou on procède à sa désargentation. Dans la désargentation du plomb d'œuvre par le procédé Pattinson, il est nécessaire de refondre le métal à plusieurs reprises à une température relativement basse, ce qui permet une élimination complète des

quantités de cuivre même faibles qui se trouvent dans le plomb, ces dernières passant dans les abzugs qui se forment à la surface du bain métallique.

Dans la désargentation du plomb par le zinc, l'élimination du cuivre est complète, parce que les dernières portions de celui-ci, alliées avec le zinc, se réunissent à la surface du bain métallique.

La *fusion oxydante* est toujours effectuée au moyen de l'air. Pour certains éléments, on peut aussi avoir recours à d'autres agents d'oxydation, la *vapeur d'eau* ou l'*oxyde de plomb*.

Le *fer*, qui n'existe qu'en faibles quantités dans le plomb (0,02-0,07 p. 100), s'oxyde facilement, dès que le bain métallique porté au rouge est mis en contact avec l'air; il en est de même pour le *nickel* et le *cobalt*, si tant que ces métaux ne sont pas passés dans les abzugs, ainsi que pour le *soufre*.

Le *zinc* s'oxyde très-facilement lors du contact avec l'air du bain métallique au rouge. Il est aussi oxydé par un courant de *vapeur d'eau* en tension injecté dans le bain métallique rouge; il se forme alors de l'oxyde de zinc, en même temps qu'il se dégage de l'hydrogène. Il se laisse également oxyder par fusion avec de l'oxyde de plomb en fours à réverbère, comme cela se faisait autrefois; on peut aussi le faire passer dans une scorie, en fondant le plomb zincifère avec des scories de puddlage dans des fours à cuve. Enfin, on peut aussi éliminer le zinc du plomb, sous forme de chlorure, par fusion avec des corps cédant du chlore, comme le sel marin, les sels de déblais de Stassfurt.

Actuellement, on emploie comme agents oxydants du zinc, principalement l'air et en seconde ligne la vapeur d'eau. Ce n'est qu'exceptionnellement qu'on élimine le zinc du plomb à l'aide d'agents chlorurants.

L'*étain* s'oxyde facilement au rouge et se rend sous forme de crasses à la surface du bain métallique.

On peut éliminer l'*arsenic* et l'*antimoine* en chauffant le plomb jusqu'au rouge (rouge cerise) et faisant agir l'air sur les masses rouges fondues; ces éléments se rassemblent alors à la surface du bain métallique sous forme de crasses composées d'antimoniate et d'arséniate de plomb. L'élimination peut être favorisée par l'emploi d'un courant d'air forcé (air soufflé) et aussi d'oxyde de plomb comme agents oxydants. C'est surtout lorsque ces éléments sont en grande quantité que l'usage de l'air soufflé est nécessaire.

L'élimination réussit d'autant mieux et est d'autant plus rapide que la surface du bain métallique est plus fréquemment renouvelée. Pour augmenter cette surface, on fait aussi passer dans le plomb de la vapeur d'eau ou bien on y introduit une tige de bois vert (perchage). Dans les deux cas, le bain métallique est transformé en une masse bouillonnante extrêmement divisée, qui offre à l'action de l'air une très-grande surface.

On a aussi employé autrefois comme agents oxydants le salpêtre, le carbonate et l'hydrate de sodium.

Enfin, nous ferons encore remarquer que l'on peut également purifier le plomb par l'*électrolyse du plomb argentifère* (procédé de Keith), mais ce procédé pour des raisons économiques n'a pas été appliqué en grand.

Les appareils dans lesquels est effectuée la purification du plomb offrent des dispositions différentes suivant le degré de pureté du plomb à raffiner.

Ce sont le *bassin de coulée*, dans lequel le plomb est purifié immédiatement après sa sortie du four, ou des *chaudières en fonte* ou *en acier* ou des *fours à réverbère*.

L'épuration dans le *bassin de coulée* n'est pratiquée que lorsqu'on a affaire à des plombs *purs*, desquels il ne reste plus à éliminer que de petites quantités de *cuivre* ou de *zinc*. On peut aussi expulser de petites quantités d'antimoine par perchage du plomb contenu dans les bassins de coulée lorsqu'il est encore au rouge.

On pratique l'épuration en *chaudières* avec les plombs qui ne renferment pas de trop grandes quantités de cuivre et des quantités relativement faibles d'antimoine et surtout d'arsenic. Mais ils doivent contenir du zinc jusqu'à saturation.

L'épuration en *four à réverbère* est exclusivement employée pour tous les plombs qui contiennent de grandes quantités de cuivre, d'arsenic et d'antimoine. On l'emploie aussi, de même que celle en chaudières, pour éliminer le zinc du plomb désargenté par le zinc. Si ce plomb renferme de grandes quantités de cuivre, on le soumet d'abord à une *liquation* ou *ressuage* dans des *fours à réverbère de liquation* particuliers et ensuite à une nouvelle épuration dans des *fours à réverbère de raffinage*. Dans le cas contraire, l'élimination du cuivre du plomb a lieu dans les fours de raffinage, avant celle des autres impuretés.

Epuration dans le bassin de coulée.

Le plomb est percé à l'état rouge dans le bassin de coulée et, pendant son refroidissement à la température nécessaire pour son puisage et sa coulée dans des moules, le cuivre et le zinc qu'il renferme, en s'unissant en alliages difficilement fusibles, se séparent à la surface sous forme d'une pellicule ou croûte (nommée crasse ou écume cuprifère).

Tant que cette croûte se forme, on l'enlève à l'aide d'un râble ou d'une planche. On ne peut pas cependant éliminer de cette façon de grandes quantités de cuivre, parce que le plomb arrive assez rapidement à la température de puisage. De petites quantités d'antimoine et d'arsenic peuvent être éliminées du plomb rouge contenu dans le bassin de coulée par perchage du bain métallique à l'aide d'une tige de bois vert ou de menus branchages verts liés ensemble.

Epuration en chaudières.

Ce mode d'épuration est employé aussi bien pour l'élimination du cuivre (ou du nickel et du cobalt) que pour l'oxydation des autres éléments. Le cuivre (ou le nickel et le cobalt) se sépare lors de la fusion à la surface du bain métallique (écumes cuprifères).

Les dernières portions de cuivre peuvent être éliminées par incorporation de zinc dans le bain métallique, le cuivre, allié avec le zinc, se rassemblant lors du refroidissement du bain, sous forme d'une croûte, à la surface de ce dernier.

Pour éliminer les autres éléments (étain, arsenic, antimoine, zinc), le bain métallique doit être chauffé jusqu'au rouge et mis en contact avec l'air aussi largement que possible. Pour atteindre ce dernier but, on introduit dans le bain une tige de bois vert ou bien on y fait passer un courant de vapeur d'eau en tension. Lorsqu'on emploie la vapeur d'eau, on recouvre la chaudière avec un chapiteau en tôle, muni d'un tube abducteur pour la vapeur et d'ouvertures pour l'entrée de l'air. Si le bain métallique contient du zinc, l'eau est décomposée et il se forme de l'oxyde de zinc, en même temps que de l'hydrogène se dégage. Lorsqu'on emploie la vapeur d'eau pour l'élimination du zinc, l'introduction de l'air n'est pas

nécessaire. L'antimoine et l'arsenic, au contraire, ne décomposent pas l'eau et exigent, par suite, la présence de l'air pour leur oxydation.

Les chaudières sont surtout employées lorsque la *désargentation du plomb est combinée avec son épuration*.

Dans la désargentation du plomb par le *procédé Pattinson* (voy. Métallurgie de l'argent), on n'emploie pas de hautes températures. Le procédé Pattinson repose sur ce fait, que du plomb argentifère fondu et refroidi à une certaine température il se sépare des métaux pauvres en argent, tandis que la partie du plomb demeurée liquide, dite liquide-mère, est plus riche en argent. En répétant la fusion des cristaux, on obtient finalement du plomb pauvre en argent, tandis qu'en continuant à séparer les cristaux des liquides-mères on obtient du plomb riche en argent. Par les refontes réitérées du plomb combinées avec cette manière de procéder, refontes qui sont effectuées dans des chaudières en fonte, le cuivre est séparé en majeure partie, de même que le nickel et le cobalt. Le bismuth va avec l'argent et se rassemble dans le plomb riche en argent. Mais les autres éléments restent en majeure partie dans le plomb, parce que dans ce procédé le bain métallique n'est pas chauffé jusqu'au rouge. Si donc ces éléments sont en grande quantité, il faut, avant le pattinsonnage, soumettre le plomb à un raffinage, et aussi, s'il y a de grandes quantités de cuivre, à une liqutation.

Les analyses suivantes, dues à *Hampe*¹, qui se rapportent aussi à la désargentation par le zinc, montrent jusqu'à quel degré le plomb du Harz Supérieur est épuré par une seule refonte en chaudières à basse température (sans que celle-ci soit portée au rouge). Ce plomb est relativement pur et par suite n'a pas besoin d'être raffiné avant la désargentation.

	Clausthal		Lautenthal	
	Avant l'élimination des abzugs	Après l'élimination des abzugs	Avant l'élimination des abzugs	Après l'élimination des abzugs
Plomb	98,9294	99,0239	98,9647	99,1883
Cuivre	0,1862	0,1096	0,2838	0,0907
Bismuth	0,0048	0,0050	0,0082	0,0083
Argent	0,1412	0,1420	0,1413	0,1440
Arsenic	0,0064	0,0053	0,0074	0,0032
Antimoine	0,7203	0,7066	0,5743	0,5554
Fer	0,0064	0,0042	0,0089	0,0048
Zinc	0,0028	0,0017	0,0024	0,0015
Nickel	0,0023	0,0017	0,0068	0,0038
Cobalt	0,00016	traces	0,00035	traces

La *désargentation du plomb par le zinc* exige que le plomb ne renferme que des quantités relativement faibles de cuivre, parce que, s'il n'en est pas ainsi, le zinc est consommé par le cuivre. Lorsque la teneur en cuivre est élevée, il est nécessaire d'éliminer préalablement le cuivre par liqutation. Les autres éléments, surtout l'arsenic et l'antimoine, ne doivent être aussi qu'en quantités relativement faibles. S'ils sont en grandes quantités, il est nécessaire de les éliminer tout d'abord par une fusion oxydante au four à réverbère.

¹ *Zeitschrift für Berg-Hütten- und Salinenwesen in Preussen*, t. XVIII, p. 203.

La désargentation du plomb par le zinc repose sur ce fait, que le zinc qui est fondu dans du plomb argentifère s'allie avec l'argent et que lors du refroidissement des masses fondues jusqu'à un degré déterminé il se rassemble avec tout l'argent à la surface du bain métallique sous forme d'une croûte écumeuse. Mais, en même temps, le plomb absorbe 0,5 p. 100 environ de zinc, qu'il n'abandonne plus pendant l'opération de la désargentation.

Comme le zinc possède pour le cuivre une affinité plus grande que pour l'argent, le plomb, dans la désargentation par le zinc, est complètement dépouillé du cuivre par les différentes additions de zinc nécessaires pour cette opération. Les autres éléments, surtout l'antimoine et l'arsenic, restent en majeure partie avec le plomb et doivent, de même que le zinc absorbé par le plomb, en être éliminés après la désargentation. C'est ce que l'on fait en chauffant le bain métallique jusqu'au rouge cerise et y faisant passer de la vapeur d'eau. On élimine d'abord le zinc, en injectant cette dernière en dehors de l'accès de l'air, et ensuite les autres éléments, surtout l'antimoine et l'arsenic, en introduisant la vapeur dans le bain métallique et donnant libre accès à l'air. On peut obtenir le zinc aussi bien sous forme d'un mélange pulvérulent d'oxyde de zinc et d'oxyde de plomb, que sous forme d'une masse fondue. On obtient l'antimoine sous forme d'une masse fondue noire (abstrich). On peut aussi obtenir le zinc et l'antimoine réunis en une seule masse.

On a aussi essayé d'éliminer le zinc au moyen d'une injection d'air dans le bain métallique, mais ce procédé entraîne une trop forte oxydation du plomb.

En outre, on a tenté d'éliminer le zinc seul à l'état d'oxyde, en faisant passer un courant d'acide carbonique dans le bain métallique. Bien que les expériences effectuées sur une petite échelle aient bien réussi, il s'est cependant produit des difficultés pour l'application en grand, lorsqu'on employait des gaz avec 15 à 20 volumes p. 100 d'acide carbonique.

Le zinc peut, au contraire, être éliminé sous forme de chlorure par perchage du bain métallique avec du sel marin ou des sels de déblais, procédé qui, actuellement, n'est encore employé qu'exceptionnellement.

Le raffinage en chaudière est rapide ; il dure avec des charges de 12,5-20 tonnes, suivant la pureté du plomb, de 3/4 d'heure à 3 heures — mais, à cause de la nécessité du chauffage au rouge du contenu de la chaudière, il exige une grande dépense en chaudières et en combustible, et il donne des quantités d'oxydes et de crasses plus grandes que le raffinage en fours à réverbère. Les chaudières sont rapidement rongées dans la partie correspondante au bord du bain métallique, surtout lorsque le plomb renferme de l'arsenic ou de l'antimoine et cela beaucoup plus rapidement avec le premier de ces corps qu'avec le second. Mais les pertes en plomb sont moins grandes dans les chaudières que dans les fours à réverbère.

L'extraction du plomb raffiné des chaudières se faisait autrefois par puisage. Actuellement, le métal est siphonné ou, si la position de la chaudière ne permet pas l'emploi du siphon, il est extrait à l'aide de la pompe à plomb de Rösing.

La disposition d'une chaudière pour une charge de 15 tonnes est mise en évidence par les figures 273 à 276. Les gaz du foyer chauffent d'abord le fond de la chaudière, ils montent par une ouverture ménagée dans la maçonnerie dans le canal *w* entourant la paroi supérieure de la chaudière et, après avoir contourné celle-ci, ils descendent à l'extrémité de ce canal dans deux autres canaux *y* et *z* et du dernier dans la cheminée.

Depuis quelque temps, les chaudières sont aussi suspendues librement.

Le chapiteau en fer doux de la chaudière est représenté dans la figure 277. *t* sont les quatre portes établies dans les parois latérales du chapiteau, portes que l'on ouvre lors de l'élimination de l'antimoine et de l'arsenic ; *r* est le tuyau abducteur de la vapeur d'eau.

La manière dont la vapeur d'eau est introduite dans la chaudière est mise en évidence par les figures 278 et 279. Le tube en fonte Z est vissé sur un ajutage *m* du conduit de vapeur *d*. Tant que la vapeur d'eau n'est pas nécessaire, le conduit *d* reste fermé.

Le procédé suivi au Harz Supérieur peut servir d'exemple de l'épuration du

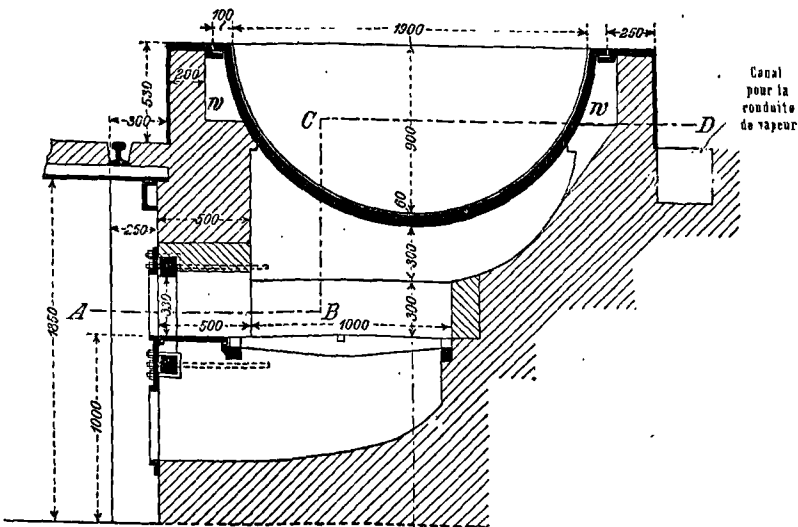


Fig. 273. — Chaudière à raffiner le plomb ; coupe suivant GHJ de la figure 274.

plomb combinée avec sa désargentation. Le plomb traité au Harz Supérieur a, d'après Hampe, la composition suivante :

	Usine de Clausthal.	Usine de Lautenthal.	Usine d'Altenau.
Plomb	98,2944	98,9647	98,8378
Cuivre	0,1862	0,2838	0,2399
Antimoine.	0,7203	0,5743	0,7685
Arsenic	0,0064	0,0074	0,0009
Bismuth.	0'0048	0,0082	0,0039
Argent	0,1412	0,1421	0,1400
Fer	0,0064	0,0089	0,0035
Zinc	0,0028	0,0024	0,0025
Nickel	0,0023	0,0068	0,0028
Cobalt	0,0001	0,0003	0,0001

Ce plomb est fondu en 6 heures dans des chaudières en fonte d'une capacité de 12,5 tonnes. Dans ce temps, la majeure partie du cuivre s'est rassemblée sous

forme de crasses ou écumes cuprifères (*Schlicker*) à la surface du bain métallique et est enlevée. Maintenant, pendant 15 heures, a lieu l'élimination de l'argent du plomb à l'aide de zinc (Voy. Métallurgie de l'argent), opération pendant laquelle ce dernier métal enlève aussi au plomb le reste du cuivre (ou du moins

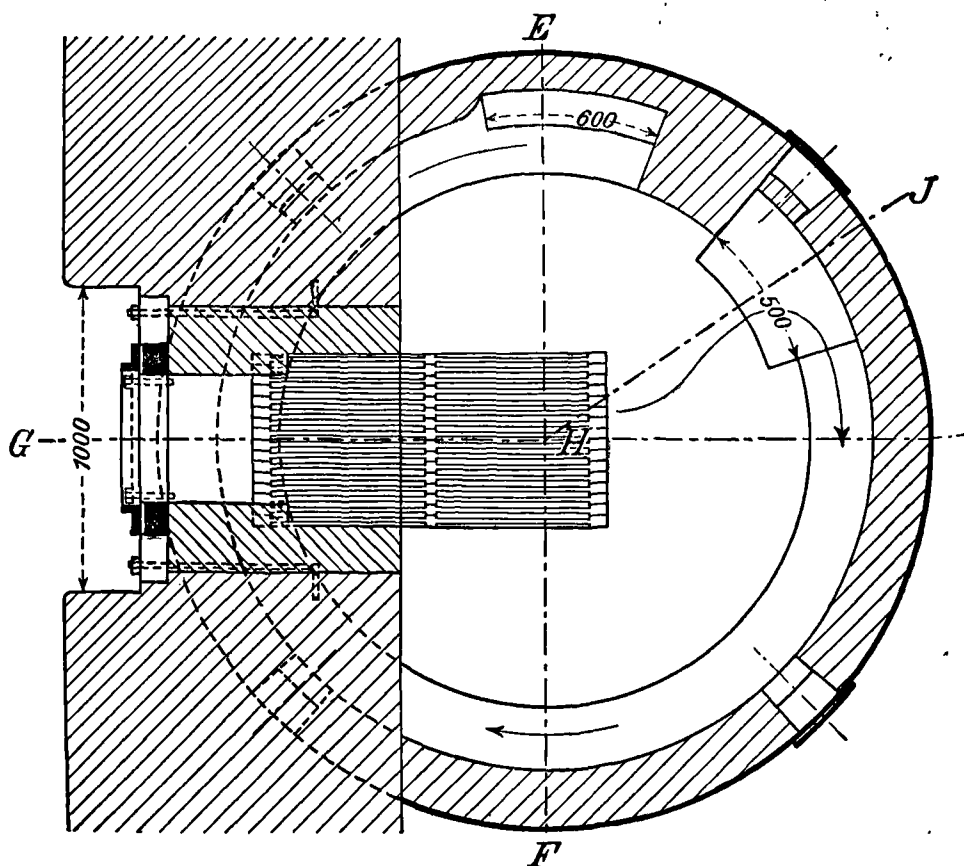


Fig. 274. — Chaudière à raffiner le plomb ; coupe horizontale suivant ABCD de la figure 273.

en n'en laissant que des quantités extrêmement faibles ; voy. les analyses données plus loin). Après la désargentation, le plomb a absorbé 0,7 p. 100 de zinc et il contient encore la majeure partie de l'antimoine. L'élimination de ces corps du plomb suit immédiatement la désargentation et a lieu dans les mêmes appareils que celle-ci ; le zinc est d'abord expulsé au moyen de la vapeur, l'accès de l'air étant empêché, puis l'antimoine également à l'aide de la vapeur d'eau, mais l'air ayant libre accès. Dans ce but, le bain métallique encore chaud de la désargentation, est par un chauffage énergique de quatre heures, porté au rouge sombre. Lorsqu'il en est ainsi, on place sur la chaudière, afin d'empêcher l'accès de l'air, le chapiteau mentionné précédemment et, par le tube en fonte repré-

senté dans la figure 278, on fait arriver sur le fond de la chaudière de la vapeur d'eau à 2-2,5 atmosphères de tension. Le zinc décompose la vapeur d'eau et monte à la surface du bain sous forme d'oxyde (en même temps que de l'hydrogène est

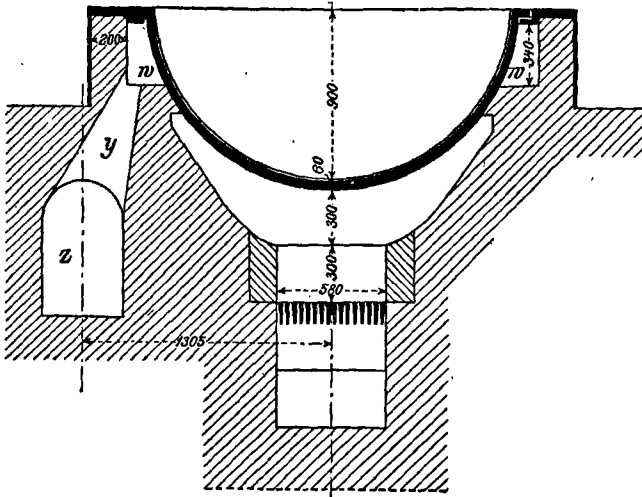


Fig. 275. — Chaudière à raffiner le plomb ; coupé verticale suivant EF de la figure 274.

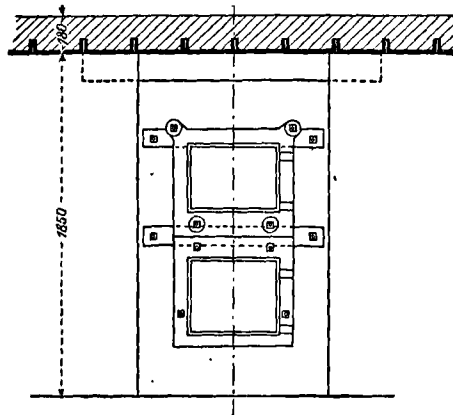


Fig. 276. — Vue du foyer de la chaudière à raffiner le plomb.

mis en liberté). Comme l'accès de l'air ne peut pas être complètement empêché, celui-ci pouvant pénétrer dans le bain métallique avec la vapeur d'eau ou arriver au contact de ce dernier par les parties mal jointes du chapiteau ou par le large tube abducteur lui-même, il s'oxyde, outre le zinc, une certaine quantité de plomb et une petite portion de l'antimoine. Différents échantillons analysés par

Kuhlemann contenaient : 0,402 p. 100 de zinc après une injection de vapeur d'eau de 1/2 heure dans le bain métallique, 0,116 p. 100 après une injection de

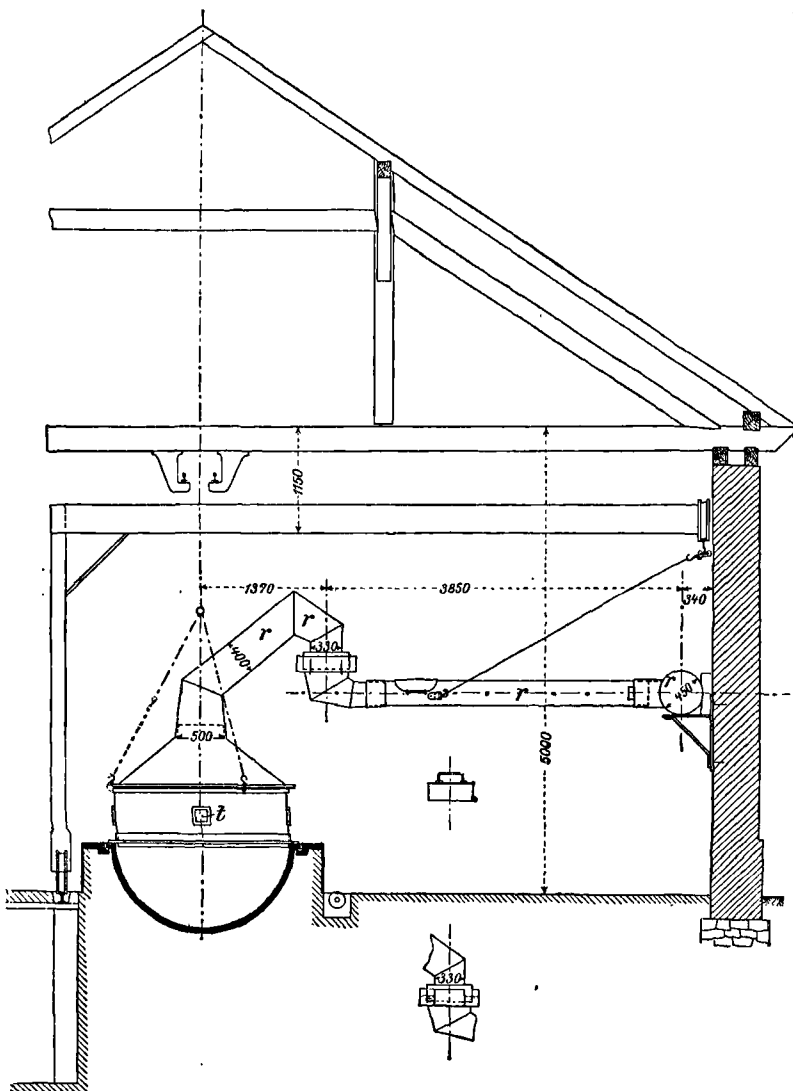


Fig. 277. — Chaudière à raffiner le plomb avec son chapiteau.

1 heure 1/2, le plomb n'offrant à sa surface qu'une petite quantité d'alliage de plomb et de zinc, et 0,0004 p. 100 lorsque la surface du plomb ne présentait plus de traces de l'alliage en question et que les oxydes étaient complètement secs.

Dans le dernier cas, le dézingage, qui dure en général 2 heures, est terminé.

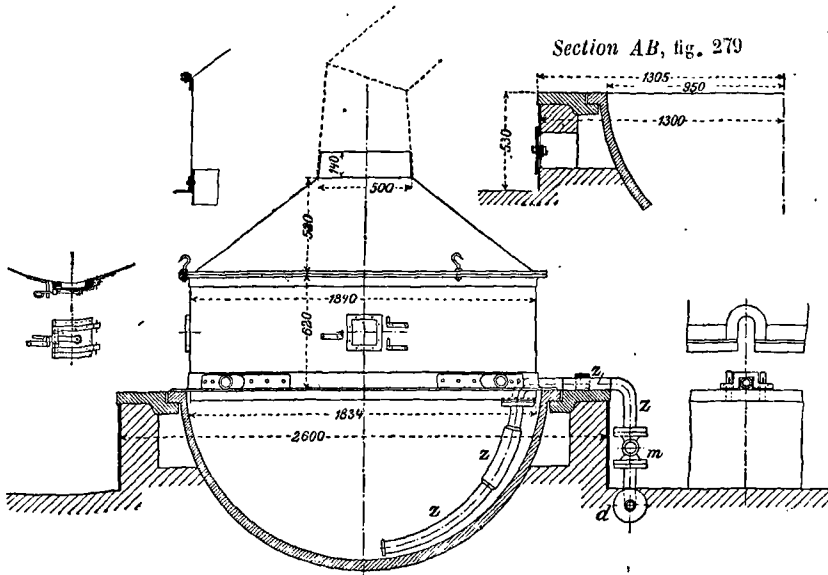


Fig. 278. — Chaudière à raffiner le plomb avec dispositif pour l'introduction de la vapeur d'eau : coupe verticale de la chaudière et vue extérieure du chapiteau.

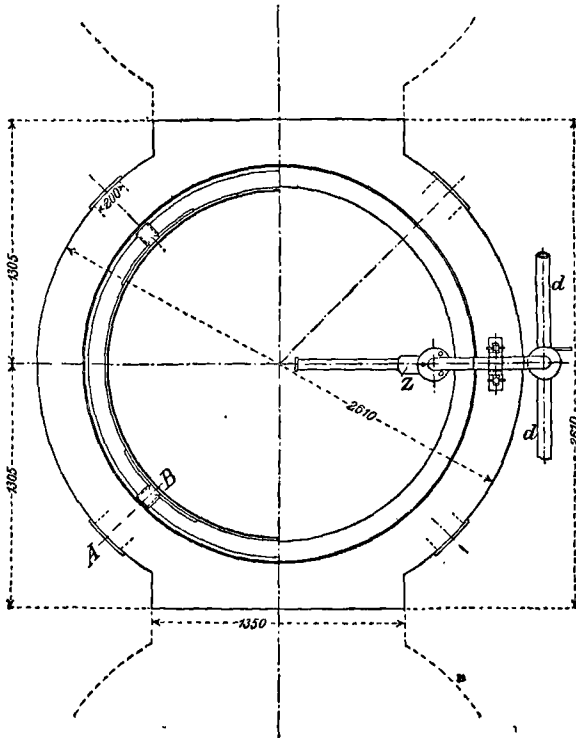


Fig. 279. — Chaudière à raffiner le plomb avec dispositif pour l'introduction de la vapeur d'eau ; coupe horizontale.

Après avoir retiré le chapiteau, on enlève alors, à l'aide d'une cuiller, le mélange d'oxyde de zinc, d'oxyde de plomb et de grains de plomb rassemblé sous forme d'une poudre jaune à la surface du bain métallique ; on remet le chapiteau sur la chaudière, on ouvre les quatre portes dont il est muni et on fait passer de nouveau un courant de vapeur d'eau à travers le bain. L'air entrant maintenant par les portes dans le chapiteau, l'antimoine s'oxyde et se rend à la surface sous forme d'une masse fondue. Ce produit, nommé *abstrich*, est un mélange d'antimoniate de plomb et d'antimoniate d'oxyde d'antimoine. L'opération dure 2 heures. On reconnaît qu'elle est terminée à la production de litharge sur le bain métallique. Après l'enlèvement de l'*abstrich*, le plomb est pur. On le laisse refroidir pendant 1 heure et on le déverse dans des lingotières en fonte à l'aide de la pompe à plomb. Une chaudière peut supporter le traitement de 20 à 30 charges, et même de 40 à 50, lorsque la teneur du plomb en antimoine est peu élevée.

La composition chimique du plomb est mise en évidence par les analyses suivantes, faites au laboratoire royal de Clausthal :

	Fraatz.	Fraatz.	Rösing.
Bismuth.	0,00737	0,00437	0,00858
Cuivre	0,00072	0,00061	0,00028
Antimoine.	0,00441	0,00406	0,00497
Argent	0,00060	0,00030	0,00030
Cadmium	traces	traces	0,00082
Fer.	0,00116	0,00096	0,00126
Nickel	traces	traces	0,00018
Zinc.	0,00050	0,00030	0,00086
Plomb.	99,98524	99,98920	99,98275

Avant l'introduction au Harz Supérieur du procédé de désargenterie par le zinc, le plomb marchand y était préparé d'après le procédé Pattinson, dont il a été question précédemment. Ce plomb était beaucoup plus impur que le plomb de la désargenterie par le zinc, comme le montrent les analyses suivantes :

	Usine d'Altenau. Streng.	Usine de Clausthal. Hampe.	Usine de Lautenthal. Hampe.
Cuivre	0,020	0,039	0,0374
Antimoine	0,040	0,004	0,0016
Fer	0,0035	0,004	0,0044
Zinc	0,008	—	—

L'argent retenu par ce plomb s'élevait à 0,0025 p. 100.

A *Hoboken, près Anvers*, le plomb espagnol (de Mazarron) est également, après la désargenterie, purifié par la vapeur d'eau. Celle-ci a une tension de 5 atmosphères. Le zinc et l'antimoine ne sont pas éliminés séparément, mais réunis tous les deux en une seule masse.

Epuration en fours à réverbère.

L'épuration en fours à réverbère est le *mode de raffinage le moins coûteux* ; elle est surtout employée pour les plombs contenant de l'arsenic et de l'antimoine. Lorsque la teneur en cuivre est grande, on fait, comme on l'a dit, précé-

der la fusion oxydante en fours à réverbère d'une liquation du plomb cuprifère dans des fours de liquation particuliers.

Les *fours de liquation* ont une sole inclinée, qui est faite en argile limoneuse, en brasque ou en briques réfractaires. Le plomb se rassemble à l'extrémité de la sole dans un bassin intérieur, duquel il est écoulé de temps en temps ou bien il s'écoule du four d'une manière continue dans une chaudière chauffée, placée devant ce dernier.

Les *masses fondues se rassemblent à l'intérieur du four de liquation*, par exemple, dans les fours de Przibram et de Freiberg.

Le *four de Przibram* est représenté par les figures 280 à 282.

La sole H est en marne et se termine par un bassin *s* en brasque, duquel le plomb est écoulé de temps en temps par le canal *t*. Le plomb cuprifère à soumettre à la liquation est chargé sur la sole par les ouvertures *a, a*. Le plomb ressué d'abord et coule dans le bassin, tandis que le cuivre allié à une certaine quantité de plomb, ainsi que le nickel et le cobalt restent sur la sole sous forme d'une masse solide (épinés ou crasses de ressuage) et sont retirés du four par les ouvertures de travail. *r* est la grille, *v* le canal du rampant, *w* le canal de la cheminée.

Le *four de liquation de Freiberg* est représenté par les figures 283 et 284. C'est un four à courant d'air forcé sous la grille. H est la sole, *r* la grille; *v* est le tube amenant le vent au-dessous de la grille, *s* le bassin, *x* le canal du rampant, *w* la cheminée; *m, m* sont les ouvertures de travail, *u* est une gouttière en fonte pour l'écoulement du plomb contenu dans le bassin.

Le *plomb*, qui à Freiberg est liquaté avant la désargentation par le procédé Pattinson, offre, d'après *Schertel*¹, la composition suivante :

Argent.	0,544	Nickel . . . } 0,055
Cuivre.	0,940	Cobalt . . }	
Bismuth	0,066	Fer	0,027
Arsenic	0,449	Zinc	0,022
Antimoine	0,820	Soufre	0,200
Etain	0,210		

En 12 heures, on traite 12 tonnes de plomb avec une dépense de 4 hectolitres en houille de peu de valeur. On obtient 2 à 5 p. 100 du poids du plomb en épines de ressuage et une quantité correspondante de plomb liquaté. Dans les épines de ressuage il passe 96 p. 100 de la teneur en nickel du plomb, 93 p. 100 de sa teneur en cuivre et 25 p. 100 de celle en arsenic.

Les *épinés de ressuage* fournies par le plomb offrant la composition indiquée précédemment étaient, d'après *Schertel*, composées comme il suit :

Argent	0,17
Plomb.	62,40
Arsenic.	2,32
Cuivre.	17,97
Antimoine.	0,98
Etain.	0,04
Nickel et cobalt	1,09

¹ *Jahrbuch für das Berg- und Hüttenwesen im Königreich Sachsen*, 1882.

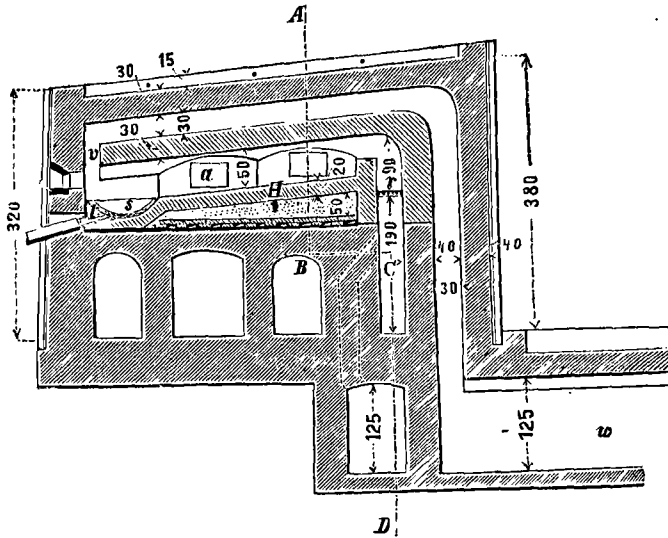


Fig. 280. — Four de liquation de Prziham ; coupe longitudinale.

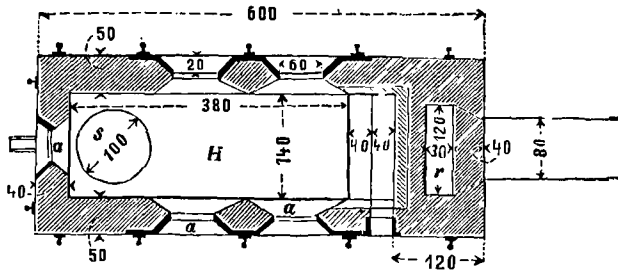


Fig. 281. — Four de liquation de Prziham ; coupe horizontale.

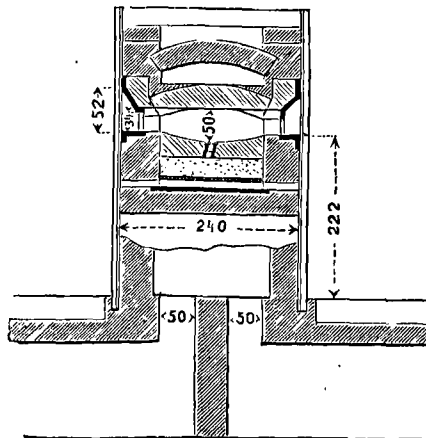


Fig. 282. — Four de liquation de Prziham ; coupe verticale suivant ABCD de la figure 280.

A *Prsibram*, on liquate en 24 heures dans le four décrit plus haut 13 tonnes de plomb contenant 0,07 à 0,10 p. 100 de cuivre. On obtient environ 6 p. 100 d'épines de ressuage, dans lesquelles sont passés 80 à 90 p. 100 de la teneur en cuivre du plomb.

Les fours à réverbère de raffinage servent aussi bien pour l'élimination par fusion oxydante du cuivre du plomb que pour celle des autres impuretés de ce dernier.

Lorsqu'on travaille sur une grande échelle, comme c'est la règle dans les

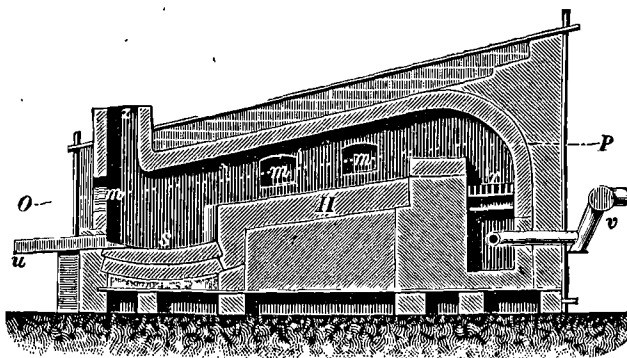


Fig. 283. — Four de liquation de Freiberg ; coupe longitudinale suivant MN de la figure 284.

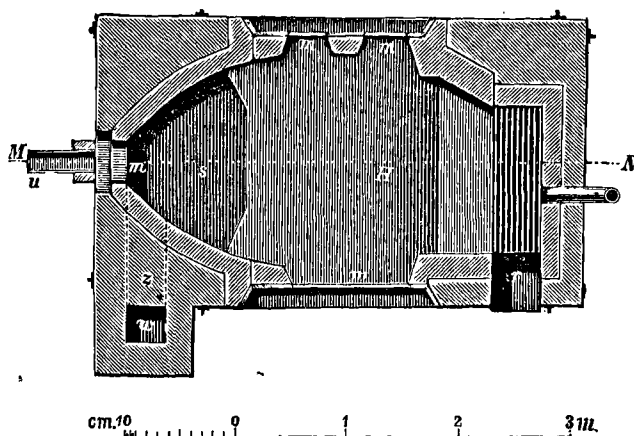


Fig. 284. — Four de liquation de Freiberg ; coupe horizontale suivant OP de la figure 283.

ateliers de désargentation des Etats-Unis de l'Amérique du Nord, le cuivre est rassemblé dans les abzugs des fours de raffinage. Ces abzugs sont ensuite soumis à une liquation dans un four à réverbère particulier, opération par laquelle on obtient encore une grande quantité de plomb argentifère et des crasses cuprifères. Le plomb argentifère est soumis à la désargentation, tandis que les crasses cuprifères sont fondues avec de la galène pour une matte plombeuse cuprifère, qui est traitée pour cuivre, argent et plomb.

Les fours à réverbère travaillent avec tirage à l'aide d'une cheminée. Lorsque le plomb est très-impur, on fait arriver sur le métal fondu un courant d'air soufflé. Les anciens fours contiennent 10 à 20 tonnes, les nouveaux 30 à 35. On a aussi construit aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord, mais exceptionnellement, des fours d'une capacité de 50 tonnes. La forme de la sole est elliptique ou rectangulaire. Sa longueur est une fois et demie ou deux fois aussi grande que sa largeur. Son épaisseur s'élève à 0^m,279-0^m,406, elle va quelquefois, mais exceptionnellement, jusqu'à 0^m,550. Dans les nouveaux fours, la sole, afin d'empêcher que du plomb ne s'échappe de celle-ci, est placée dans une cuvette en fer. Cette dernière était d'abord en fonte. Mais comme, par suite des variations de température, il se produit facilement des fissures dans la fonte, les cuvettes sont actuellement toujours en fer. La masse de la sole elle-même est en marne ou en briques réfractaires. Comme elle est facilement rongée par l'oxyde et l'antimoniote de plomb, on la forme de deux couches de briques réfractaires. Afin que la masse de la sole ne soit pas attaquée aussi rapidement, on entoure la sole tout entière ou seulement ses parois latérales d'une chemise d'eau. Dans le

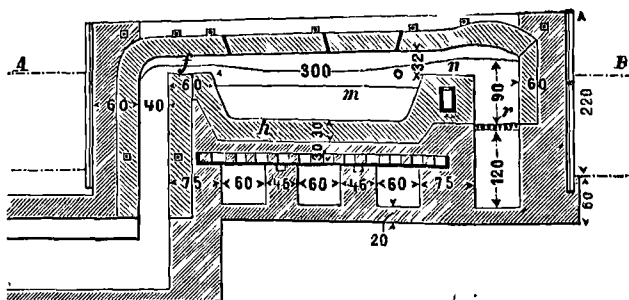


Fig. 285. — Ancien four à réverbère de Prsibram pour le raffinage du plomb ; coupe longitudinale suivant CD de la figure 284.

premier cas, la cuvette en fer contenant la sole est entourée d'une deuxième cuvette de même métal. L'eau de réfrigération circule dans l'intervalle qui existe entre les deux cuvettes, lequel s'élève à 0^m,076-0^m,101. Dans les dispositifs les plus récents, on ne refroidit que les parois latérales de la sole, parce qu'on regarde comme inutile le refroidissement de son fond.

Les figures 285 à 288 représentent un ancien four sans réfrigération avec sole en marne, qui est en usage à Prsibram, en Bohême, et reçoit des charges de 22 tonnes. Il fonctionne avec air soufflé. *h* est la sole en marne, *m* le laboratoire, *r* la grille, *f* le canal du rampant; *a, a* sont les tubes qui amènent le vent de chaque côté de la sole; *n* est le pont de chauffe creux, refroidi par de l'air; *g, g* sont les ouvertures de travail. *w* est le canal de coulée, par lequel le plomb raffiné est évacué du four.

Les figures 289 à 293 montrent les dispositions d'un nouveau four américain avec cuvette en fer et refroidissement par l'eau des parois latérales de la sole¹.

a est le foyer à grille, *c* la cuvette, faite avec de la tôle à chaudière de 9^{mm},5 d'épaisseur et entourant la sole jusqu'à la hauteur des ouvertures de travail

¹ Hofman, *Metallurgy of Lead*.

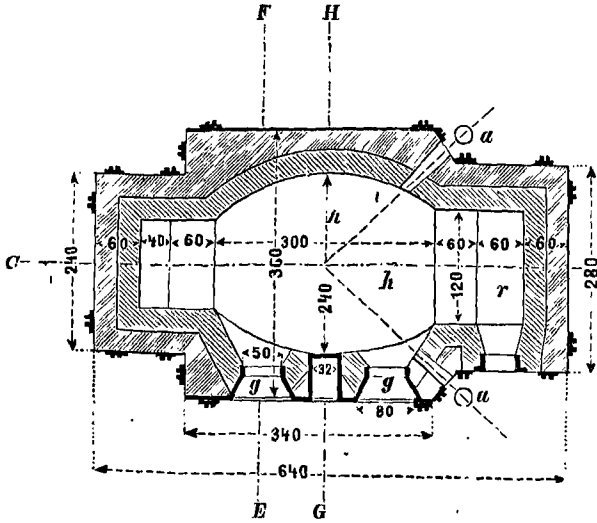


Fig. 286. — Ancien four à réverbère de Przi Bram pour le raffinage du plomb ; coupe horizontale suivant AB de la figure 285.

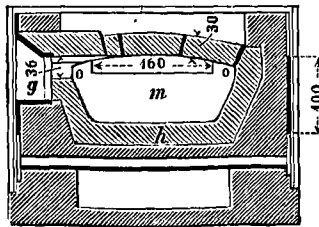


Fig. 287. — Ancien four à réverbère de Przi Bram pour le raffinage du plomb ; coupe transversale suivant EF de la figure 286.

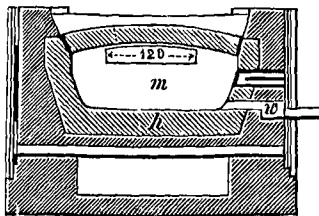


Fig. 288. — Ancien four à réverbère de Przi Bram pour le raffinage du plomb ; coupe transversale suivant GH de la figure 286.

(elle est haute de 1^m,066). *b* est la chemise d'eau rivée à la cuvette et également en tôle à chaudière de 9^{mm},5 d'épaisseur; elle est large intérieurement de

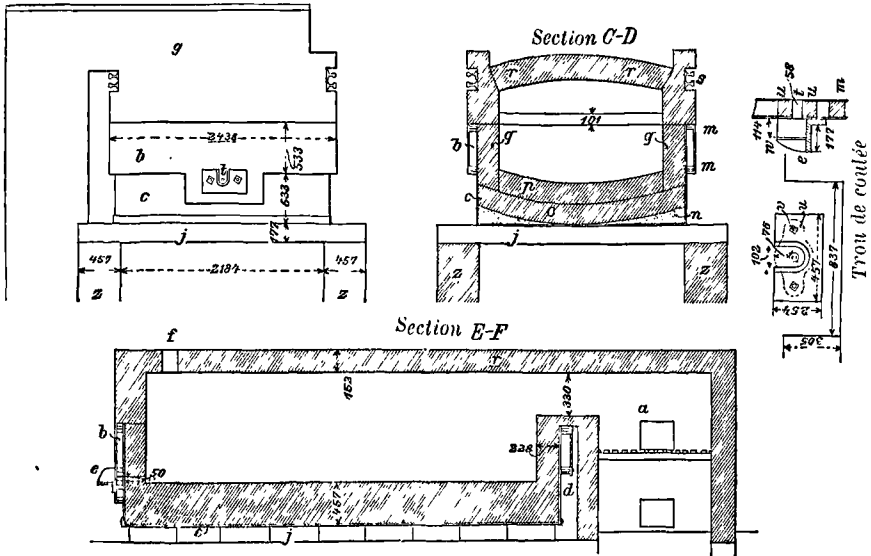


Fig. 289 à 291. — Four à réverbère américain pour le raffinage du plomb; vue de l'extrémité postérieure avec le canal de coulée; coupe transversale suivant CD de la figure 293; coupe longitudinale suivant EF de la figure 293.

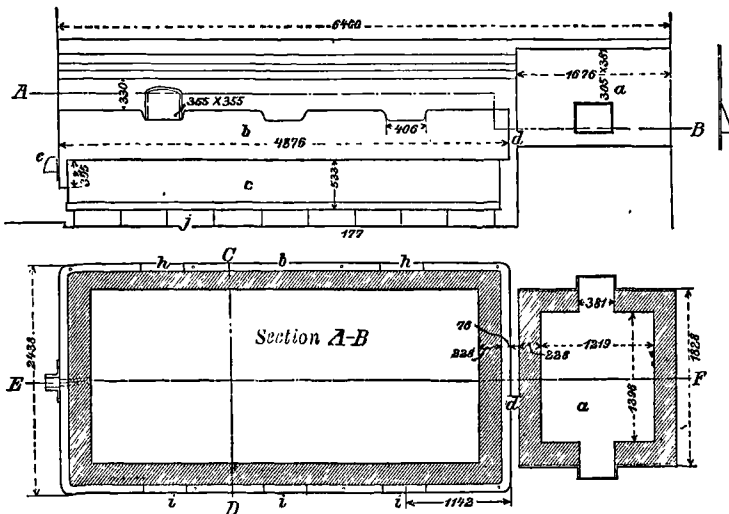


Fig. 292 et 293. — Four à réverbère américain pour le raffinage du plomb; vue extérieure suivant la longueur et coupe horizontale suivant AB de la figure 292.

76^{mm} et haute de 0^m,533. L'eau y pénètre par un tube de 32^{mm} de diamètre et elle en sort par un tube de même diamètre. La longueur de la sole s'élève à 4^m,87,

sa largeur à 2^m,43, avec la chemise d'eau: *d* est le pont de chauffe creux, refroidi par l'air. *f* est le rampant, par lequel les gaz du foyer se rendent dans le canal *g* et de là dans la cheminée. Sur un des longs côtés du four se trouvent 3 ouvertures de travail *i*, tandis que sur le côté opposé il n'y a que 2 ouvertures *h*. Par ces dernières, le plomb est chargé dans le four, tandis que par les ouvertures *i* on retire les abzugs et les crasses du bain de plomb. Les ouvertures *i* sont encadrées sur une hauteur de 76^{mm} par la chemise d'eau, dont le bord supérieur, du côté des ouvertures *h*, ne dépasse pas celles-ci. La cuvette repose sur les poutrelles en fer *j*, *j*, qui de leur côté s'appuient sur les murs *z*. Le fond de la cuvette est recouvert d'une couche de poudre de briques, par dessus laquelle se trouvent deux couches de briques réfractaires *o* et *p*. La couche inférieure *o* peut être moins réfractaire, tandis que la supérieure *p* est faite avec les briques les plus réfractaires. Les briques doivent être placées aussi près que possible les unes des autres et unies avec un mortier d'argile réfractaire. *q* sont les parois latérales de la sole, faites avec des briques réfractaires et qui descendent jusqu'à la couche inférieure *o* des briques formant la sole. Celle-ci n'est attaquée que sur sa couche supérieure *o* et jusqu'à une certaine hauteur de sa paroi latérale *q*. Elle est inclinée vers le canal de coulée *t*. Ce dernier est un tube conique en fer, qui traverse la chemise d'eau et débouche dans la gouttière en fonte *e*. Il est ordinairement fermé avec de l'argile pilonnée. On le ferme aussi à l'aide d'un bouchon en fer enduit d'argile.

L'opération du raffinage est conduite de la manière suivante: On fond d'abord le plomb, puis on enlève les crasses (écumes cuprifères ou abzugs) qui apparaissent à la surface du bain métallique. On chauffe ensuite le plomb jusqu'au rouge sombre et on arrête la soufflerie, s'il y en a une. Maintenant, l'étain s'oxyde d'abord et il est enlevé sous forme de crasses, puis se produit l'oxydation de l'antimoine, de l'arsenic et des autres éléments facilement oxydables.

L'oxydation de l'antimoine étant assez lente, on la favorise, dans un grand nombre d'usines, en ajoutant de la litharge. Comme lors du raffinage en chaudière, on fait aussi arriver dans le bain métallique un courant de vapeur d'eau à l'aide d'un tube en fer introduit par les ouvertures de travail. Le temps nécessaire pour l'oxydation de l'antimoine est ainsi abrégé d'un tiers, mais il se forme en même temps de grandes quantités d'oxydes, qui sont poussés contre les parois latérales du four et le rongent très-rapidement. Ce procédé ne doit, par suite, être employé que lorsqu'on ne peut pas faire autrement.

Avant de retirer les crasses antimonifères (abstrichs), on les laisse refroidir, afin qu'elles forment une croûte solide. Pour atteindre ce but, on ouvre les portes du four. L'extraction n'a lieu qu'une seule fois, lorsque la teneur du plomb en antimoine est faible, et plusieurs fois s'il n'en est pas ainsi. Le raffinage du plomb est terminé lorsque l'abzug ne compose que de litharge. Après avoir enlevé l'abzug du bain, on laisse celui-ci refroidir, les portes étant ouvertes, et ensuite on perce le plomb. Le mieux est de laisser ce dernier s'écouler dans une chaudière, de laquelle on le coule dans les moules à l'aide d'un siphon. Dans beaucoup de cas, on fait aussi couler le plomb directement dans une cuiller mobile et de celle-ci dans les moules placés en demi-cercle autour d'elle. La quantité des écumes cuprifères et des crasses obtenues dépend de la teneur du plomb en ces deux éléments. En grande moyenne, les écumes cuprifères s'élèvent à 4 p. 100 du poids du plomb chargé et les crasses à environ 5 p. 100.

Comme combustible, on consomme, dans les nouveaux fours, 71 kilogr. de houille pour 1 tonne de plomb d'œuvre.

Dans les fours dont nous nous occupons, on effectue aussi bien le raffinage du plomb à désargenter que l'épuration du plomb désargenté et celle du plomb non argentifère. Lors de l'épuration du plomb désargenté par le zinc, on obtient en crasses zincifères 4 à 5 p. 100 du poids du plomb d'œuvre avec 90 p. 100 de plomb. Une charge de 30 tonnes est désargentée en 24 heures. Pour 1 tonne du plomb d'œuvre primitif, on emploie 55 kilogr. de houille.

Dans le four de *Przibram* décrit précédemment, on passe 22 tonnes de plomb liquaté, qui sont raffinées en 24 à 26 heures. Comme combustible, on consomme en houille 9 p. 100 du poids du plomb chargé. On obtient 81 p. 100 de plomb raffiné. Le plomb raffiné de *Przibram* offre la composition suivante ¹ :

	I.	II.	III.	IV.
Argent.	0,00015	0,0014	0,00170	0,0013
Cuivre	0,00090	0,0021	0,00119	0,0012
Bismuth	0,00220	0,0018	0,00185	0,0021
Fer	0,00100	0,0010	0,00110	0,0017
Antimoine	0,00160	0,0029	0,00320	0,0029
Zinc.	traces	0,0008	0,00120	0,0011

A *Freiberg*, le raffinage du plomb argentifère pour le procédé Pattinson est, après une liquation préalable dans le four décrit précédemment, effectué dans des fours à soufflerie et revêtement en briques réfractaires, qui offrent une disposition analogue à celle du four de *Przibram*. On introduit le plomb dans le four en plusieurs charges (la première est de 6 tonnes ; lorsqu'elle est fondue, on en ajoute une seconde de 10 tonnes et ensuite une troisième de 5 tonnes). On obtient d'abord plusieurs abzugs contenant de l'étain et de l'arsenic, qui sont traités pour étain comme il a été indiqué précédemment, et ensuite des abzugs renfermant de l'antimoine et de l'arsenic, qui sont traités pour plomb aigre. La durée du raffinage dépend de la quantité des impuretés contenues dans le plomb et elle va jusqu'à 36 heures (pour 21 tonnes).

Pendant ce temps, on consomme 7 hectolitres de lignite et 3 hectolitres de houille, et on obtient 85 p. 100 de plomb raffiné tenant 0,5 à 0,7 p. 100 d'argent.

A *Port-Pirie*, dans le Sud de l'*Australie*, le plomb argentifère de Broken-Hill (Nouvelle Galles du Sud) est raffiné avant la désargenterie par le zinc (sans liquation préalable). La disposition des fours de raffinage, dont la sole est refroidie latéralement et formée de briques réfractaires, est représentée par les figures 294 à 298. La charge s'élève à 22 tonnes de plomb, tenant 250 à 350 onces d'argent à la tonne, qui sont raffinées en 14 à 16 heures. La dépense en combustible est de 1,5 tonne de houille pour 22 tonnes de plomb. Le four est desservi par 1 homme dans la journée et pendant le chargement du plomb, qui exige 1 heure 1/2, par deux autres aides.

La quantité totale des abzugs s'élève à 2,5-3 tonnes pour 22 tonnes de plomb. Le premier abzug contient du cuivre (écume cuprifère) et il est fondu pour matte cuivreuse avec de la galène dans des fours à cuve. Les autres

¹ *Oesterr. Zeitschrift*, 1885, p. 208.

abzugs (deuxième, troisième et quatrième abzugs) renferment de l'antimoine. Ils sont soumis à une liqation et traités pour plomb aigre.

A *Cheltenham, près Saint-Louis* (Missouri), on charge 38 à 40 tonnes de plomb argentifère sans liqation préalable et, suivant la quantité des impuretés contenues dans le métal, on les raffine en 15 à 30 heures. La consommation en combustible (houille) s'élève, suivant la durée de l'opération, à 1,25-2,5 tonnes en

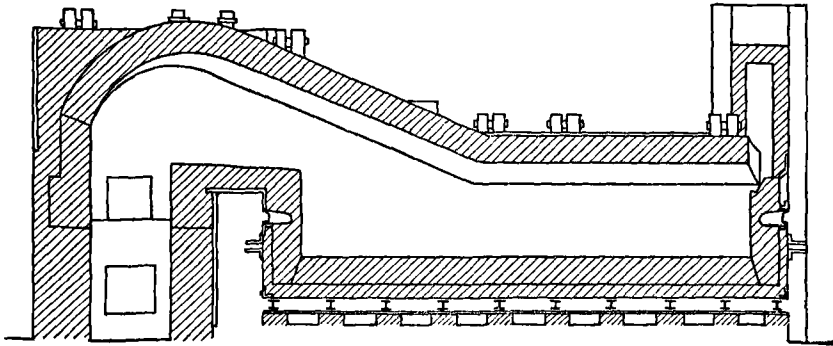


Fig. 294. — Four à réverbère de Port-Pirie (Australie méridionale) pour le raffinage du plomb ; coupe longitudinale.

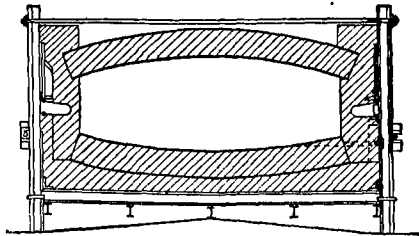


Fig. 295. — Four à réverbère de Port-Pirie ; coupe transversale.

24 heures. Le four est desservi par 1 homme 1/2 dans la journée de 12 heures.

Après la désargentation par le zinc, le plomb est soumis, en vue de l'élimination du zinc, à un raffinage dans des fours offrant la même disposition. La charge s'élève à 36 tonnes, la durée du raffinage est de 12 à 18 heures ; on consomme en moyenne 2,5 tonnes de houille (y compris celle employée pour le chauffage de la chaudière de puisage du plomb) pour 36 tonnes. Le four exige pour son service 1 homme 1/2 dans la journée de 12 heures.

Aux usines de la *Omaha and Grant Smelting and Refining Company, à Omaha dans l'Etat de Nebraska*, il y a de grands fours de raffinage qui contiennent 45 tonnes de plomb. Dans ces fours, le plomb, tenant 300 onces d'argent à la tonne, est raffiné avant la désargentation par le zinc. Le raffinage des 45 tonnes exige 12 heures, avec une dépense en houille de 1,5 tonne. On obtient des écumes cuprifères, qui sont fondues avec de la galène pour une matre plombeuse cuprifère et. plomb d'œuvre, et des crasses antimonifères, qu'après ressuage préalable on fond pour plomb aigre.

Dans les usines dites *National Works, près Chicago* (Illinois), le four de raffi-

nage est chauffé avec des résidus de naphte brut. La charge s'élève à 37 tonnes de plomb argentifère, avec 2 à 3 p. 100 d'antimoine. Afin d'éliminer plus rapide-

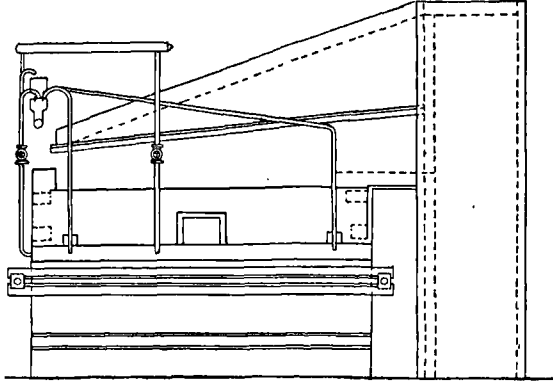


Fig. 296. — Four à réverbère de Port-Pirie; vue suivant la largeur (côté du trou de coulée).

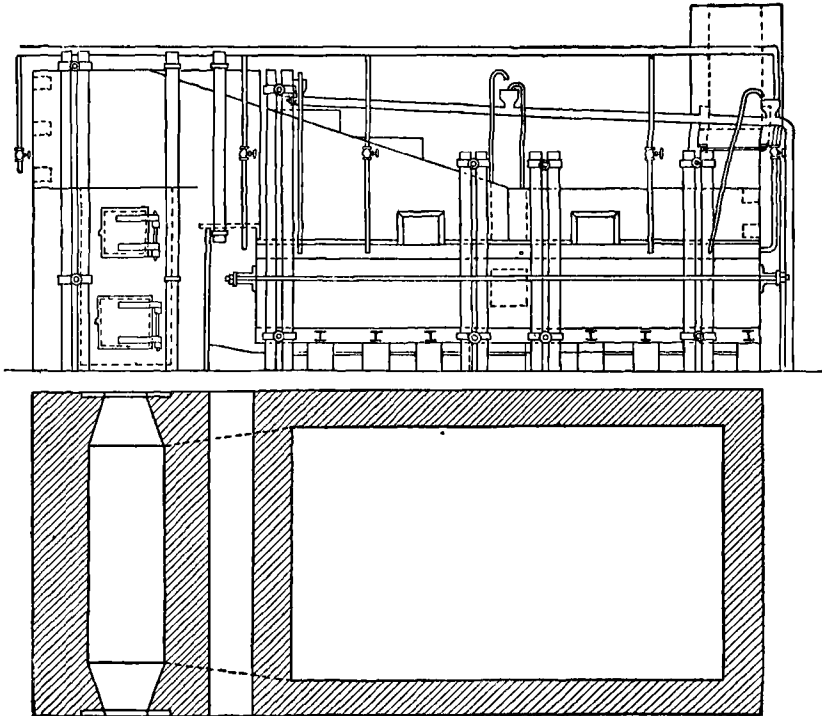


Fig. 297 et 298. — Four à réverbère de Port-Pirie; vue extérieure suivant la longueur et coupe horizontale.

ment l'antimoine, on ajoute de la galène au plomb à raffiner. L'opération tout entière dure 12 heures. On obtient 32 à 35 tonnes de plomb raffiné. Les écumes

cuprifères sont fondues avec de la galène dans des fours à réverbère. On retire de la litharge et une matle plombeuse cuprifère. Cette dernière, traitée dans le four à coupellation, donne une scorie de plomb et une matle cuivreuse concentrée, qui, repassée au four de coupellation, fournit encore une scorie de plomb et du cuivre brut auro-argentifère (dit *bottoms* — fonds cuivreux).

Les crasses antimonifères sont liquatées et ensuite traitées pour plomb aigre.

Moulage du plomb raffiné.

Le plomb raffiné est coulé dans des moules. A cet effet, on le laisse d'abord refroidir à la température convenable pour le moulage. Autrefois il était puisé dans le four ou dans les chaudières à l'aide de cuillers et ensuite versé dans les moules. Actuellement, le puisage à l'aide de cuillers ne se pratique qu'exceptionnellement. On fait écouler le plomb du four par un tube disposé de façon qu'on puisse lui imprimer un mouvement horizontal demi-circulaire et duquel le métal tombe dans les moules disposés en demi-cercle, ou on perce le plomb dans une chaudière chauffée, de laquelle à l'aide d'un siphon on le fait écouler dans les moules, ou encore on le pompe dans ces derniers à l'aide de la pompe de Rösing. Le mieux est d'écouler le plomb du four dans une chaudière et ensuite de le siphonner. Il est aussi plus convenable de faire écouler le plomb raffiné en chaudières directement de celles-ci à l'aide d'un siphon, si la position de la chaudière le permet. S'il n'en est pas ainsi, on emploie la pompe à plomb de Rösing.

Le dispositif pour l'écoulement du plomb des fours à l'aide d'un tube mobile de 50 à 51^{mm} de diamètre, tel qu'il est en usage aux *Etats-Unis de l'Amérique du Nord*, est représenté par la figure 299¹. Dans le trou de coulée *a* est vissé un

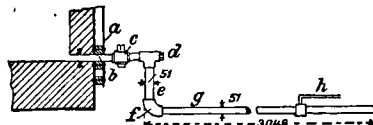


Fig. 299. — Tube américain pour l'écoulement du plomb des fours de raffinage dans les moules.

tube muni d'un robinet *c*, auquel est adapté un autre tube *e*, portant inférieurement une pièce mobile *f*. Dans cette dernière, un tube *g* de 2 à 3 mètres de longueur est vissé de façon qu'on puisse à l'aide de la poignée *h* lui faire subir une demi-rotation. Lorsqu'on veut opérer la coulée, on chauffe le robinet en allumant un peu de feu au-dessous de lui et on l'ouvre. Le plomb s'écoule alors par le tube *g* dans le moule placé au-dessous de son extrémité. Lorsque ce dernier est plein, on tourne le tube *g* de façon qu'il se trouve devant le second moule et on continue ainsi jusqu'à ce que tous les moules soient remplis.

Ordinairement, avant de visser le tube *g* dans la pièce mobile *f*, on le chauffe en le plongeant dans le bain de plomb du four de raffinage.

On ouvre tout d'abord le robinet entièrement, afin de ne pas laisser le plomb se solidifier dans le tube, puis on le ferme partiellement pour que l'écoulement du plomb ne soit pas trop violent.

¹ Hofman, *Metallurgy of Lead*.

Ce mode d'écoulement a l'inconvénient d'obliger à laisser refroidir le plomb dans le four de raffinage jusqu'à la température convenable pour le moulage, ce qui entraîne le refroidissement du four et diminue son rendement.

C'est pour cela qu'on devra toujours percer le plomb dans une chaudière chauffée et, lorsqu'il sera refroidi suffisamment, le faire écouler dans des moules à l'aide d'un siphon.

La figure 300 montre la disposition d'un *siphon* pour faire passer le plomb

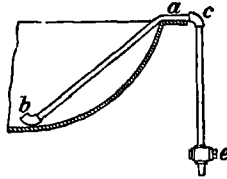


Fig. 300. — Siphon américain pour écouler le plomb des chaudières à désargentation dans les fours de raffinage.

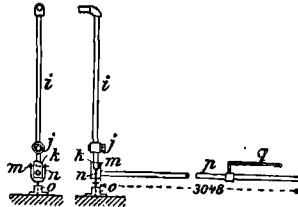


Fig. 301. — Siphon américain avec tube horizontal pour écouler le plomb directement des chaudières à désargentation dans les moules.

désargenté des chaudières dans le four de raffinage, tel qu'il a été établi par *Steitz* dans les ateliers américains de désargentation. Ce siphon se compose d'un tube à gaz recourbé *a* de 50 à 63^{mm} de diamètre intérieur, qui d'un côté descend jusqu'au fond de la chaudière et de l'autre est relié par la pièce coudée *c* à un tube vertical. Ce dernier est muni à son extrémité d'un robinet *e* en fonte. Le tube *a* est pourvu à celle de ses extrémités qui plonge dans la chaudière d'une pièce courbée *b*, par laquelle il s'appuie sur le fond de celle-là. Le robinet *e* étant ouvert, le plomb coule dans une gouttière en fonte qui le conduit dans le four de raffinage.

Si l'on veut écouler le plomb de la chaudière dans les moules, le tube vertical est muni à son extrémité inférieure d'un tube horizontal disposé de façon qu'on puisse lui faire subir une demi-rotation et duquel le plomb, comme dans la coulée directe avec un pareil tube, se déverse dans les moules rangés en demi-cercle. Cette disposition est représentée par la figure 301¹. *i* est la longue branche du siphon qui se trouve en dehors de la chaudière. *j* est un robinet en fonte pour ouvrir ou fermer le tube. A l'extrémité inférieure de ce dernier se trouve une pièce mobile, dans laquelle est vissée le tube *p*, long de 3 mètres. A l'aide de la poignée *q*, on peut imprimer à ce tube un mouvement demi-circulaire. La pièce mobile porte à son extrémité inférieure un tourillon qui se meut dans un coussinet *o*.

¹ Hofman, *loc. cit.*

La figure 302 représente une autre disposition ; *a* est la longue branche du siphon avec un robinet *p*, *b* est le tube d'écoulement, auquel on peut imprimer un mouvement demi-circulaire autour de *c*.

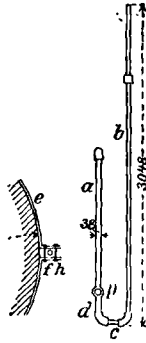


Fig. 302. — Autre disposition du siphon américain.

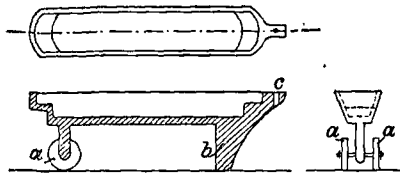


Fig. 303, 301 et 305. — Moule à plomb américain.

La pompe à plomb de Rösing est employée lorsque la position de la chaudière ne permet pas de faire usage du siphon, comme c'est le cas lorsque les chaudières sont au niveau du sol de l'usine. Dans ces dernières, le plomb est refoulé au moyen de vapeur d'eau et il pénètre dans un tube de verre, auquel on peut imprimer un mouvement demi-circulaire et duquel il s'écoule dans les moules. Cette pompe donne de bons résultats.

Les moules dans lesquels le plomb est coulé présentent des formes différentes suivant les exigences du commerce. Aux *Etats-Unis de l'Amérique du Nord*, on emploie les moules représentés dans les figures 303 à 305, lesquels permettent d'en retirer le plomb très-rapidement¹. Une de leurs extrémités repose sur des roues *a*, *a*, l'autre sur le support *b*. Par le trou *c*, on introduit un crochet, à l'aide duquel on entraîne et on renverse le moule, après quoi on le ramène à sa place.

Les analyses suivantes donnent la composition de plombs marchands américains désargentés et ensuite raffinés :

¹ Hofman, *loc. cit.*

	Pennsylvania Lead Company	Consolidated Kansas City Smelting and Refining Company	
	I ¹	II ²	III ²
Cuivre	0,00007	0,00022	traces
Argent	0,00042	0,00020	0,0004
Bismuth	—	0,00308	—
Antimoine	0,00051	0,00127	0,0004
Fer.	traces	0,00178	0,0006
Zinc	0,00038	0,00075	0,0013
Manganèse	—	0,00021	—
Soufre	0,00018	—	—
Plomb	99,99844	99,99249	99,9963

¹ *Trans. of the Americ. Institute of Min. Engin.*, CXI, p. 322.

² *Engin. and Min. Journal*, July, 1882.

MÉTALLURGIE DE L'ARGENT.

Propriétés physiques de l'argent.

L'argent possède une couleur blanche pure et un éclat métallique parfait. Il est extrêmement ductile et malléable, et il ne le cède qu'à l'or sous le rapport de ces propriétés. Sa dureté est plus grande que celle de l'or, mais inférieure à celle du cuivre.

Le poids spécifique de l'argent est, à 14°, égal à 10,514-10,619, d'après *G. Rose*, et, à 13° il s'élève à 10,468, suivant *Mathiessen*. Il cristallise dans les formes du système régulier.

Sa conductibilité pour la chaleur est à celle de l'or, d'après *Despretz*, comme 100 : 102,8, suivant *Calvert* et *Johnson* comme 100 : 98, et suivant *Wiedemann* et *Franz* comme 100 : 60. Sa chaleur spécifique est égale à 0,05701 d'après *Regnault*, à 0,0559 d'après *Bunsen*.

De tous les métaux, c'est l'argent qui offre le plus grand pouvoir conducteur pour l'électricité. Sa conductibilité étant 100, celle de l'or est 73 et celle du cuivre 72 à 77 (*Mathiessen*).

Il fond à environ 1000°. D'après les déterminations de *Becquerel*, son point de fusion est à 960°, d'après celles de *Riemsdyck* à 1040°. A une haute température, par exemple dans la flamme du chalumeau à oxy-hydrogène, il se volatilise et peut même être distillé. Ses vapeurs possèdent une couleur verdâtre.

L'argent a la propriété, à l'état fondu, d'absorber l'oxygène de l'air (jusqu'à 22 fois son volume) et de le laisser se dégager lorsqu'il se solidifie. L'oxygène se dégage alors avec une vivacité telle que la surface de l'argent est soulevée et que de petits globules du métal sont entraînés et projetés de tous côtés. On désigne ce phénomène sous le nom de *rochage* de l'argent.

Le rochage ne se produit qu'avec l'argent pur. Il est, par exemple, empêché par une faible teneur de l'argent en cuivre, en bismuth et en zinc. Avec l'argent pur, on peut empêcher le rochage en supprimant le contact de l'air ou en recouvrant le métal d'une couche de charbon en poudre, de sel marin, de carbonate de potassium ou d'autres corps non oxydants. L'argent devient cassant lorsqu'il renferme des quantités relativement faibles d'arsenic, d'antimoine, de bismuth et de plomb.

Propriétés chimiques de l'argent.

L'argent ne s'oxyde ni dans l'air sec ni dans l'air humide à la température ordinaire, pas plus qu'à de hautes températures. Les alcalis caustiques n'attaquent

pas l'argent ; il en est de même des carbonates alcalins, du salpêtre et du chlorate de potassium.

L'argent est facilement dissous par l'acide azotique ; l'acide sulfurique ne le dissout que lorsqu'il est concentré et chauffé à l'ébullition. L'acide chlorhydrique en solution aqueuse ne l'attaque que superficiellement, tandis qu'en général les acides végétaux ne le dissolvent pas. L'hydrogène sulfuré noircit l'argent en le transformant en sulfure.

Il se combine avec le chlore en formant du chlorure d'argent. Il est aussi converti en chlorure par certains chlorures (bichlorure de cuivre, perchlorure de fer, bichlorure de mercure).

Si l'on fait passer des vapeurs d'acide chlorhydrique sur de l'argent chauffé au rouge, il se forme de l'hydrogène et du chlorure d'argent.

Si l'on chauffe au rouge avec du sel marin de l'argent très-divisé, il se transforme en chlorure d'argent.

Fondu avec du soufre, il est converti en sulfate d'argent.

A la température de fusion, l'argent s'allie facilement avec le plomb, le cuivre et le zinc. Il s'allie avec le mercure à la température ordinaire, mais l'alliage se fait beaucoup plus facilement à chaud.

Réactions chimiques des combinaisons de l'argent ¹.

Oxydes d'argent. — Les *oxydes de l'argent*, le protoxyde d'argent ou oxyde argentique (Ag^2O), le sous-oxyde d'argent ou oxyde argenteux (Ag^4O) et le peroxyde d'argent [$\text{Ag}^2\text{O}^2(\text{AgO})$], ne jouent aucun rôle important dans la métallurgie de ce métal.

Le *protoxyde d'argent* (Ag^2O) se forme par voie sèche, lorsqu'on chauffe l'argent avec certains oxydes (bioxyde de cuivre, minium, bioxyde de manganèse), avec les azotates et les sulfates du cuivre et du plomb, ainsi qu'avec l'acide arsénique. On considère aussi comme du protoxyde d'argent la poudre brunâtre, qui se forme lorsqu'on fait passer un fort courant électrique à travers l'argent, ainsi que lorsqu'on chauffe ce métal dans la flamme du chalumeau à gaz oxyhydrogène.

Enfin, l'argent se trouverait dans la litharge en partie sous forme de protoxyde. Comme, d'après *H. Rose* et d'autres autorités, le protoxyde d'argent se décompose entre 250 et 300° en argent et oxygène, son existence dans la litharge, qui a été maintenue longtemps à une température de 900 à 1000°, est douteuse. En faveur de la présence de cet oxyde dans la litharge, nous devons mentionner que, d'après *Sainte-Claire-Deville* et *Debray*, ainsi que suivant *Troost* et *Hautefeuille*, le protoxyde d'argent peut exister à de hautes températures. En outre, *Wait* ², en traitant de la litharge contenant 2,94 p. 100 d'argent par l'acide acétique, a dissous 18,67 et 19,25 p. 100 de la teneur en argent. Comme l'argent métallique ne se dissout pas dans l'acide acétique, on peut admettre que l'argent dissous se trouvait dans la litharge à l'état de protoxyde. Jusqu'à nouvel ordre, on doit donc regarder comme non encore déterminées les limites de température entre lesquelles le protoxyde d'argent peut exister.

Par voie humide, on obtient du protoxyde d'argent sous forme d'une poudre

¹ Il ne sera question ici que des réactions importantes à connaître pour l'extraction de l'argent.

² *Trans. of the Americ. Institute of Min. Engin.*, XV, p. 463.

brunâtre en ajoutant une lessive de potasse ou de soude, de l'eau de baryte ou de chaux à des solutions d'argent.

Il n'est dissous par l'eau que dans une faible mesure. La solution a une réaction alcaline.

Il a les propriétés d'une base forte.

Des solutions des sels de cuivre, il sépare du bioxyde de cuivre; des solutions des sels de nickel, de plomb, de cadmium, de zinc, il précipite partiellement les oxydes de ces métaux.

Le *sous-oxyde d'argent* ($\text{Ag}^{\text{I}}\text{O}$) se forme lorsqu'on chauffe à 100° dans un courant d'hydrogène des sels d'argent qui renferment des acides organiques. Il n'a aucune importance métallurgique.

Le *peroxyde d'argent* [$\text{Ag}^{\text{II}}\text{O}^2(\text{AgO})$] se forme à l'électrode positive lorsqu'on soumet à l'électrolyse des solutions d'argent, ainsi que lorsqu'on fait agir l'ozone sur l'argent ou le protoxyde d'argent.

Sulfure d'argent. — Le *sulfure d'argent* ($\text{Ag}^{\text{II}}\text{S}$) se produit aussi bien par voie sèche que par voie humide. Par voie sèche, il prend facilement naissance lorsqu'on fond de l'argent avec du soufre. Il est gris, cristallin et identique au sulfure d'argent naturel (argyrose, argentite). Par voie humide, il se forme lorsqu'on traite des solutions d'argent par l'hydrogène sulfuré ou par des solutions de sulfures alcalins et alcalino-terreux. Le sulfure d'argent n'est pas fusible *per se*, mais, en combinaison avec d'autres sulfures métalliques (mattes), il fond facilement.

Chauffé à l'abri de l'air, le sulfure d'argent n'est pas décomposé. Mais lorsqu'on le chauffe au contact de l'air, il se sépare de l'argent et il se dégage de l'acide sulfureux. Lorsqu'on chauffe du sulfure d'argent dans de la vapeur d'eau, de l'argent est également séparé, et il se dégage en même temps de l'hydrogène sulfuré et de l'acide sulfureux.

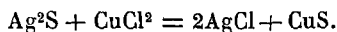
Si l'on chauffe le sulfure d'argent dans un courant d'hydrogène, l'argent se sépare.

Le sulfure d'argent est transformé à chaud en sulfate d'argent par l'acide sulfurique en vapeurs. Le sulfure d'argent combiné avec du sulfure de cuivre peut aussi par un grillage oxydant conduit avec précaution être converti en sulfate d'argent, tandis que le sulfure de cuivre est transformé en bioxyde. Dans ce cas, le sulfate d'argent se forme par l'action sur le sulfure d'argent des vapeurs d'acide sulfurique qui prennent naissance lors de la décomposition du sulfate de cuivre produit pendant le grillage aux dépens du sulfure de cuivre.

Le *chlore* agit sensiblement à froid sur le sulfure d'argent, et très-fortement à chaud. L'argent est alors complètement transformé en chlorure, en même temps qu'il se forme du chlorure de soufre.

Le *chlorure de sodium* donne, à chaud et en présence de l'air, avec le sulfure d'argent du *chlorure d'argent*, de l'argent métallique et du sulfate de sodium. Par grillage avec du sel marin, le sulfure d'argent peut, même s'il est combiné avec d'autres sulfures métalliques, être transformé complètement en chlorure d'argent.

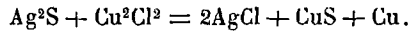
Le sulfure d'argent est décomposé par une *solution de bichlorure de cuivre* en *chlorure d'argent* et sulfure de cuivre, d'après l'équation :



Cette décomposition a lieu de la manière la plus rapide et la plus complète à l'ébullition.

Par voie sèche, le sulfure d'argent est aussi décomposé par le bichlorure de cuivre, qui se transforme alors en protochlorure avec dégagement de chlore.

La *solution de protochlorure de cuivre* convertit aussi l'argent du sulfure d'argent en chlorure, d'après l'équation :



Le sulfure d'argent n'est transformé que lentement et incomplètement en chlorure par la solution de perchlorure de fer. Il n'est pas attaqué par le protochlorure de fer et le bichlorure de mercure.

D'après *Russel*, le sulfure d'argent est rapidement décomposé par l'hyposulfite de sodium et de cuivre ($4\text{Na}^2\text{S}^2\text{O}^3$, $3\text{Cu}^2\text{S}^2\text{O}^3 + x \text{aq.}$); l'argent entre alors en dissolution, tandis qu'il se sépare du sulfure de cuivre. Pour 1^{er} du sel solide, il se dissoudrait 0^{er},113 à 0^{er},136 d'argent.

Le sulfure d'argent n'est pas dissous par les alcalis et les chlorures alcalins en solution aqueuse, mais bien par le *cyanure de potassium*.

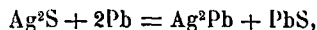
Le *fer* décompose complètement à chaud le sulfure d'argent, avec formation de sulfure de fer et séparation d'argent.

A froid, le fer n'agit que très-lentement sur le sulfure d'argent, mais plus énergiquement en présence de mercure. La réduction par le fer se fait de la manière la plus rapide en présence d'acide chlorhydrique étendu.

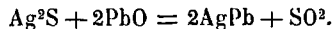
Le sulfure d'argent est aussifacilement réduit par le *zinc* en présence d'acide chlorhydrique dilué.

Il est incomplètement décomposé à chaud par le *cuivre*, avec production d'argent métallique et d'une matte cuivreuse argentifère.

Fondu avec du *plomb*, il est décomposé d'après l'équation :

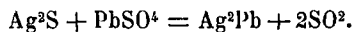


mais incomplètement, une partie passant dans le sulfure de plomb et formant avec lui une matte plumbeuse. La décomposition est au contraire complète, s'il y a en même temps de l'oxyde de plomb. Ce dernier se décompose avec le sulfure d'argent d'après l'équation :



Le *bioxyde de cuivre* agit sur le sulfure d'argent de la même manière que l'oxyde de plomb.

Le *sulfate de plomb* décompose le sulfure d'argent d'après l'équation:



Le sulfate d'argent le décompose d'une manière analogue.

Le *mercure* décompose le sulfure d'argent avec formation d'un amalgame d'argent. Toutefois, la décomposition est lente. En présence de fer, elle a lieu au contraire rapidement, surtout à l'ébullition.

Fondu avec de l'*hydroxyde de potassium* et du *carbonate de sodium*, le sulfure d'argent est en majeure partie décomposé avec formation de sulfures et de sulfates alcalins.

Fondu avec du *salpêtre*, il est entièrement décomposé.

L'argent se réunit par fusion avec le sulfure d'argent. D'après *Percy*, 100 parties d'argent dissolvent 19,56 parties de sulfure d'argent.

Le sulfure d'argent se combine à la température de fusion avec d'autres *sulfures métalliques* en formant des mattes. L'argent métallique est aussi dissous par les mattes. C'est pour cela qu'on emploie les sulfures métalliques, principalement le sulfure de fer (pyrite), pour extraire par fusion de ces sulfures avec

des minerais argentifères pauvres en soufre l'argent de ces derniers et le rassembler dans une matte brute.

En grillant à mort des combinaisons du sulfure d'argent avec du sulfure de cuivre et du sulfure de fer, on les transforme en un mélange de bioxyde de cuivre, de peroxyde de fer et d'argent métallique.

Le sulfure d'argent est facilement décomposé par l'acide azotique concentré : du soufre se sépare et il se forme de l'azotate d'argent. L'acide sulfurique concentré le décompose avec formation de sulfate d'argent et séparation de soufre. Mais il n'est pas décomposé par l'acide sulfurique dilué.

L'acide chlorhydrique étendu est sans action sur le sulfure d'argent, mais celui-ci est attaqué, surtout à chaud, par l'acide chlorhydrique concentré. Il se produit alors du chlorure d'argent, dont une partie se dissout, tandis que l'autre forme autour du sulfure une enveloppe qui empêche l'action ultérieure de l'acide.

Chlorure d'argent. — Le chlorure d'argent (AgCl) se forme par voie sèche et par voie humide. Par voie sèche, il se produit au rouge par l'action du chlore sur l'argent et sur le sulfure d'argent, par l'action de l'acide chlorhydrique et de certains chlorures métalliques sur l'argent et le sulfure d'argent. Par voie humide, il se forme lorsqu'on traite des combinaisons d'argent par le chlore ou ses combinaisons, ainsi que lorsqu'on fait agir différents chlorures métalliques sur l'argent, le sulfure d'argent, les combinaisons arsénicales et antimoniales de l'argent.

Il se trouve dans la nature sous forme d'argent corné ou kérargyrite en cristaux du système régulier. Il fond à 260° en un liquide jaune rouge et n'est que peu volatil à haute température. Il se dissout en faibles quantités dans l'acide chlorhydrique, dans les chlorures, plus facilement dans l'ammoniaque liquide et très-facilement dans les hyposulfites de sodium et de calcium et dans le cyanure de potassium.

A l'état fondu il est beaucoup plus difficilement soluble que lorsqu'il a été obtenu par précipitation de dissolutions.

Dans ce dernier état, il est sous forme caséuse plus soluble que sous la forme gélatineuse, pulvérulente ou cristalline-grenue.

D'après les expériences de A. Vogel, citées par Bernhart, un litre des solutions saturées des chlorures suivants dissout à la température ordinaire :

Chlorure de potassium . . .	0,472 gr. de chlorure d'argent	
— de sodium	0,950	—
— d'ammonium	1,575	—
— de calcium	0,930	—
-- de baryum	0,143	—
— de strontium	0,884	—
-- de magnésium	1,710	—

Le chlorure d'argent s'est montré tout à fait insoluble dans les chlorures d'étain, de mercure, de cuivre, de zinc, de cadimium, de nickel et de cobalt.

Les expériences effectuées par H. C. Hahn et W. M. Curtis ont donné les résultats suivants relativement à la solubilité du chlorure d'argent dans un litre de différentes combinaisons du chlore :

SOLUTION DE :	Teneur en sel de la solution p. 100.	Température Degrés centigr.	Chlorure d'argent, gr.	Argent gr.
Chlorure de potassium	24,95	19,6	0,914	0,688
— de sodium	25,96	19,6	1,270	0,956
— d'ammonium	28,45	30	3,673	2,764
— de calcium	41,26	30	8,850	6,283
— de baryum	27,32	30	0,751	0,558
— de magnésium	36,35	30	7,095	5,339
Protochlorure de fer	30,70	20	2,395	1,802
Perchlorure de fer	37,48	21,4	0,085	0,064
Protochlorure de manganèse	43,85	30	2,958	2,226
Chlorure de zinc	53,34	30	0,215	0,162
Protochlorure de cuivre.	44,48	30	0,833	0,627
Chlorure de plomb	0,99	30	0	0

Bien que les résultats de cette série d'expériences ne s'accordent pas avec ceux obtenus par *Vogel* — dans les deux cas les expériences ont été effectuées avec du chlorure d'argent amorphe — on peut cependant en conclure que le pouvoir dissolvant du chlorure de sodium pour le chlorure d'argent est inférieur à celui du chlorure d'ammonium, du protochlorure de fer et du protochlorure de manganèse, et surtout à celui des chlorures de calcium et de magnésium.

D'après les expériences de *A. Vogel*, citées par *Bernhart*, 1 litre d'acide chlorhydrique d'un poids spécifique de 1,165 a dissous à la température ordinaire 2^{gr},980 de chlorure d'argent; étendu d'un volume d'eau : 0^{gr},560; étendu de cinq volumes : 0^{gr},035; étendu avec un volume et à l'ébullition : 5^{gr},600.

Russel a fait des expériences relativement à la solubilité du chlorure d'argent dans les solutions d'hyposulfite de sodium. D'après lui, le chlorure d'argent se dissout en proportions plus grandes dans les solutions concentrées d'hyposulfite de sodium [(Na²S²O³) + 5 aq.] que dans les solutions étendues du même sel. La température n'exerce aucune influence sur le pouvoir dissolvant du sel. Pour 1 partie de Na²S²O³ + 5 aq. solide, il se dissout 0,485 parties de chlorure d'argent ou 0,365 parties d'argent.

Le sulfate de plomb, le sulfate de sodium et tout particulièrement les alcalis caustiques et les terres alcalines agissent défavorablement sur la solubilité du chlorure d'argent dans l'hyposulfite de sodium.

Le chlorure d'argent est réduit par l'hydrogène, par les métaux, ainsi que par les alcalis caustiques et carbonatés.

L'hydrogène ne réduit le chlorure d'argent que lorsqu'on le chauffe pendant longtemps dans un courant de ce gaz.

Les métaux le réduisent aussi bien par voie sèche que par voie humide. D'après *Karsten*, les métaux qui réduisent le chlorure d'argent se rangent dans l'ordre suivant, en commençant par ceux dont l'action sous ce rapport est la plus intense : zinc, fer, arsenic, plomb, cuivre, antimoine, mercure, étain, bismuth. Le mercure sépare l'argent de son chlorure en formant du protochlorure de mercure.

La réduction du chlorure d'argent a lieu beaucoup plus rapidement en présence d'un peu d'acide chlorhydrique.

L'*iodure* et le *bromure d'argent* se comportent comme le chlorure.

Les *combinaisons de l'argent avec l'arsenic et l'antimoine, ainsi qu'avec l'arsenic, l'antimoine et le soufre* sont transformées par grillage chlorurant (c'est-à-dire par grillage avec du chlorure de sodium) en chlorure d'argent. Leur argent est aussi converti partiellement en chlorure, lorsqu'on les traite par une solution de bichlorure ou de protochlorure de cuivre.

Lorsqu'on les fond avec du *plomb* et de l'*oxyde de plomb*, leur argent se sépare et se rassemble dans le plomb.

Parmi les *oxysels* de l'argent, le sulfate, l'hyposulfite, l'arséniate et l'antimoniate offrent une importance particulière pour le métallurgiste.

Le *sulfate d'argent* (Ag^2SO^4) se forme lorsqu'on dissout l'argent dans l'acide sulfurique concentré bouillant, ainsi que lors du grillage des sulfures métalliques argentifères, qui à la température du grillage dégagent de l'acide sulfurique à l'état de vapeurs (mattes cuivreuses argentifères). A une température supérieure à celle de la décomposition des sulfates du cuivre, du fer et du zinc, le sulfate d'argent se décompose en argent, oxygène et acide sulfureux.

L'argent est précipité des solutions de son sulfate par le zinc, le fer et le cuivre. Le sulfate de fer précipite aussi l'argent des solutions de sulfate d'argent. Le sulfate d'argent se dissout difficilement dans l'eau froide, plus facilement dans l'eau bouillante et très-facilement dans l'acide sulfurique. Comme l'acide sulfurique étendu n'attaque pas l'argent, ce dernier peut être séparé d'un mélange de bioxyde de cuivre et d'argent par traitement au moyen d'acide sulfurique étendu, qui dissout le cuivre en le transformant en sulfate.

On obtient l'*azotate d'argent* en dissolvant de l'argent dans l'acide azotique. A haute température, le sel se décompose avec séparation d'argent.

L'*hyposulfite d'argent* ($\text{Ag}^2\text{S}^2\text{O}^3$) se décompose assez rapidement à l'air en sulfure et sulfate d'argent. Mais il forme des sels doubles inaltérables avec les hyposulfites alcalins et alcalino-terreux. Les hyposulfites de sodium et de calcium dissolvent le chlorure d'argent en formant un sel double et donnant un liquide d'une saveur douceâtre.

Des solutions d'hyposulfite d'argent, l'argent est précipité à l'état de sulfure par l'hydrogène sulfuré, ainsi que par les sulfures alcalins et alcalino-terreux.

L'*arséniate* et l'*antimoniate d'argent* sont des combinaisons difficilement décomposables, qui se forment lorsqu'on grille des minerais d'argent contenant de l'arsenic ou de l'antimoine. En fondant ces corps avec du plomb, la majeure partie de leur argent se sépare et se rassemble dans le plomb. Par grillage avec du sel marin, la majeure partie de l'argent est transformée en chlorure.

L'argent des deux seuls est dissous aussi bien par l'hyposulfite de sodium que par l'hyposulfite de sodium et de cuivre. D'après les expériences de *Russel*, de l'arséniate d'argent qui se dissout mieux dans l'eau tiède que dans l'eau froide, il fut dissous pour 1 partie d'hyposulfite de sodium solide ($\text{Na}^2\text{S}^2\text{O}^3 + 5 \text{ aq.}$) 0,2 parties d'argent.

De l'antimoniate d'argent, qui également se dissout mieux dans l'eau tiède que dans l'eau froide, il fut dissous pour 1 partie de $\text{Na}^2\text{S}^2\text{O}^3 + 5 \text{ aq.}$ solide 0,05 parties d'argent.

La solubilité de l'arséniate et de l'antimoniate d'argent dans les solutions en question est beaucoup augmentée par la présence de soude caustique.

L'arséniate et l'antimoniate d'argent ne sont pas décomposés par le mercure.

Alliages de l'argent.

Les alliages de l'argent avec le mercure, le plomb, le cuivre, le zinc et l'or offrent une importance particulière pour le métallurgiste.

L'argent s'allie facilement avec le *mercure*, surtout à chaud. L'alliage porte le nom d'*amalgame*. Le mercure peut aussi séparer l'argent de ses combinaisons avec le chlore, l'iode, le brome, le soufre et le cuivre, et l'absorber. C'est pour cela que le mercure est fréquemment employé dans l'extraction de l'argent, surtout des minerais riches.

L'amalgame d'argent se trouve dans la nature en cristaux du système régulier. L'amalgame d'argent liquide peut, par pression dans un sac en coutil, être séparé en une partie liquide, qui traverse le tissu et est presque entièrement composée de mercure, et une partie plastique qui reste dans le sac.

Dans le mercure contenant de l'argent, la partie supérieure est plus riche en argent, tandis que dans le mercure renfermant de l'or c'est la partie inférieure qui est plus riche en or. Cela tient à ce que le poids spécifique du mercure est plus grand que celui de l'amalgame d'argent, et est au contraire plus petit que celui de l'amalgame d'or.

Lorsqu'on chauffe l'amalgame au-dessus du point d'ébullition du mercure, il est décomposé en argent et en mercure qui se volatilise.

L'argent s'allie très-facilement avec le *plomb* à la température de fusion. Le plomb peut séparer plus ou moins complètement l'argent de ses combinaisons avec le cuivre, le soufre, l'antimoine, l'arsenic et les acides et s'allier avec lui. C'est pour cela qu'on l'emploie dans un très grand nombre de cas pour rassembler l'argent. La séparation de l'argent de ses alliages avec le cuivre a lieu par le plomb métallique, de ses combinaisons avec le soufre, l'arsenic et l'antimoine par l'oxyde de plomb (et aussi dans certaines conditions par le sulfate de plomb), parce que le plomb métallique ne décompose pas complètement ces combinaisons. L'oxyde de plomb cède son oxygène au soufre, à l'arsenic et à l'antimoine, tandis que le plomb ainsi mis en liberté absorbe l'argent.

De l'alliage plomb-argent, le plomb peut être séparé par oxydation à l'état de litharge, ainsi que par le courant électrique. L'argent peut être éliminé de l'alliage fondu à l'aide du zinc, métal qui a pour l'argent une affinité plus grande que le plomb.

Le *cuivre* s'allie facilement avec l'argent. On obtient du cuivre argentifère lors de la fonte de minerais de cuivre contenant de l'argent et de minerais de cuivre avec des minerais d'argent.

L'alliage cuivre-argent peut être décomposé par le courant électrique en cuivre et argent (voy. Métallurgie du cuivre, p. 235).

Si l'on traite l'alliage par le mercure, ce dernier absorbe l'argent. Si on le fond avec du plomb, on obtient un alliage de cuivre, plomb et argent. Si l'on chauffe ce dernier alliage au-dessus du point de fusion du plomb, il resse un alliage de plomb et d'argent, tandis que le cuivre reste sous forme solide avec une petite quantité d'argent. (Liquation ou ressuage.)

Si l'on grille avec du sel marin l'alliage cuivre-argent à l'état pulvérulent, l'argent est transformé en chlorure, tandis que le cuivre est en majeure partie converti en bioxyde. Si l'on fond l'alliage cuivre-argent avec du soufre, ce dernier se combine avec les deux métaux en formant une matle. Mais si l'on n'ajoute

pas une quantité de soufre suffisante pour combiner l'argent, le soufre ne s'unit qu'avec le cuivre, tandis que la majeure partie de l'argent se sépare.

Si l'on traite l'alliage cuivre-argent par l'acide sulfurique étendu en présence de l'air, le cuivre entre en dissolution sous forme de sulfate, tandis que l'argent reste.

Si l'on traite l'alliage par l'acide sulfurique concentré bouillant ou par l'acide azotique, le cuivre et l'argent entrent en dissolution.

Le zinc s'allie très-facilement avec l'argent. Ce métal a pour l'argent une affinité plus grande que le plomb. Du plomb argentifère fondu, l'argent peut, par suite, être séparé à l'aide du zinc. On obtient dans ce cas un mélange de différents alliages de zinc, de plomb et d'argent, duquel la majeure partie du plomb peut être séparée par liquation. Si le plomb argentifère et le zinc renferment du cuivre de même que si l'on ajoute une petite quantité d'aluminium au plomb à désargenter, on peut même obtenir un alliage de zinc et d'argent assez pur.

De l'alliage zinc-plomb-argent, le zinc peut être séparé par distillation, par oxydation, par scorification, par traitement au moyen d'acide sulfurique.

De l'alliage zinc-argent, le zinc peut être éliminé par électrolyse, par distillation, ainsi que par dissolution dans l'acide sulfurique étendu.

C'est pour cela qu'on se sert du zinc pour transformer le plomb pauvre en argent en plomb riche et pour rassembler l'argent dans un alliage, soit dans un alliage ternaire de plomb, de zinc et d'argent, soit dans un alliage zinc-argent.

L'or s'allie très-facilement avec l'argent.

Si l'on traite des alliages or-argent par l'acide sulfurique concentré bouillant, l'argent entre en dissolution, tandis que l'or reste.

Si l'on traite par l'acide azotique les alliages or-argent dans lesquels la proportion entre l'or et l'argent ne dépasse pas 4 : 7, l'argent est dissous tandis que l'or reste. S'il y a plus d'or dans l'argent, il reste de l'argent avec l'or.

Si l'on traite des alliages or-argent par l'eau régale, l'or est dissous, tandis que l'argent reste sous forme de chlorure.

Si on les fond avec du sulfure d'antimoine, l'argent est transformé en sulfure, l'or en or antimonié.

Si l'on fait passer un courant de gaz chlore dans un alliage or-argent fondu, l'argent est séparé de l'or à l'état de chlorure.

Si l'on emploie un alliage or-argent comme anode du courant électrique, une plaque d'argent comme cathode et une solution d'azotate d'argent comme électrolyte, l'argent, avec une densité de courant convenable, est transporté à la cathode, tandis que le cuivre reste à l'anode.

or

Minerais d'argent.

L'argent se rencontre dans la nature aussi bien à l'état natif qu'en combinaison avec d'autres corps. Il se trouve dans ces combinaisons soit comme *élément prédominant*, soit en faible quantité comme *élément secondaire*. Les minerais d'argent proprement dits et ceux dans lesquels l'argent existe comme élément secondaire offrent une égale importance pour le métallurgiste.

Parmi les *minerais d'argent proprement dits*, nous devons citer les suivants :

Argent natif.

L'argent natif se trouve en mélange isomorphe avec d'autres métaux (or, mercure, cuivre) à Kongsberg en Norvège, dans l'Erzgebirge en Saxe (Freiberg, Schneeberg, Johann-Georgenstadt), au Lac Supérieur dans l'Etat de Michigan (Etats-Unis), dans l'Etat de Névada (Etats-Unis), au Mexique (Batopilas), au Pérou (mines de Coronel et de Loyse), au Chili, en Bolivie, en Australie (Broken-Hill, dans la Nouvelle Galles du Sud).

Argent amalgamé, amalgame (Ag^mHgⁿ).

Il contient des quantités variables d'argent et de mercure. La teneur en argent oscille entre 26 et 86 p. 100. Il se trouve ou a été trouvé à Moschellandtberg, dans le Palatinat rhénan, à Rosenau en Hongrie, à Allemont en France (Isère), au Chili et en Bolivie.

Argent antimonial ou discrasite (Ag²Sb à Ag¹³Sb).

Ce minerai consiste en mélanges isomorphes d'argent et d'antimoine, avec 64 à 94 p. 100 d'argent. Ses principaux gisements sont ou étaient : Saint-Andreasberg, dans le Harz Supérieur, Wolfach dans le Duché de Bade, Charnacillo au Chili et en Bolivie.

Argent sulfuré ou argyrose (Ag²S).

C'est un des plus importants minerais d'argent. Il contient 87,10 p. 100 d'argent et ordinairement de petites quantités de plomb, de cuivre ou de fer. Il se trouve ordinairement mélangé avec d'autres minerais sulfurés dans l'Erzgebirge de Saxe (Freiberg), en Bohême, en Hongrie, en France (Huelgoat et Giromagny), au Mexique (où il est surtout abondant dans les mines des environs de Guanajuato et de Zacatecas), dans l'Etat de Névada (où il existait en grande quantité dans le filon Comstock, près Virginia City), au Pérou, au Chili, en Bolivie (Huanchacas).

Le cuivre sulfuré argentifère ou stromeyerite (Cu²S + Ag²S), avec 53,1 p. 100 d'argent, se trouve au Chili et dans l'Altaï (Sibérie).

*Argent antimonié sulfuré ou miargyrite
(Ag²S + Sb²S).*

Ce minerai, qui contient 32,8 à 36,4 p. 100 d'argent, se rencontre en Saxe (Freiberg), au Harz (Saint-Andreasberg), en Bohême (Przibram), au Mexique (Potosi, Parenos).

*Pyrargyrite ou argyritrose (argent rouge sombre)
(3Ag²S + Sb²S³).*

La pyrargyrite, avec 59,8 p. 100 d'argent, se trouve près de Saint-Andreasberg dans le Harz, dans l'Erzgebirge, en Norvège, en Hongrie et en Espagne, dans le Névada et l'Idaho. (Amérique du Nord), au Mexique et au Chili.

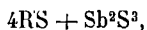
*Proustite ou argent rouge clair
(3Ag²S + As²S³).*

La proustite, avec 65,4 p. 100 d'argent, se rencontre à Saint-Andreasberg (Harz), en Saxe (Freiberg), en Espagne (Guadalcanal) et dans le Névada.

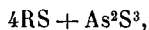
Cuivre gris ou tétraédrite.

Ce minéral, qui est le minéral d'argent que l'on rencontre le plus fréquemment, comprend une série de combinaisons du sulfure d'antimoine ou du sulfure d'arsenic ou de ces deux sulfures avec les sulfures de cuivre, d'argent, de zinc, de fer, de mercure. Suivant que c'est le sulfure d'antimoine ou le sulfure d'arsenic qui prédomine dans les cuivres gris, on distingue les cuivres gris antimoniaux et les cuivres gris arsénicaux.

Les cuivres gris antimoniaux ont pour formule :



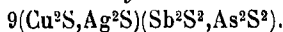
les cuivres gris arsénicaux :



si $R = Cu^2, Ag^2, Zn, Fe, Hg$. Sa teneur en argent varie depuis des fractions de un pour cent jusqu'à 31 p. 100.

Ce sont les cuivres gris antimoniaux qui offrent la teneur la plus élevée, tandis que celle-ci est très-faible ou nulle dans les cuivres gris arsénicaux. Dans les cuivres gris antimoniaux et arsénicaux, elle dépasse rarement 1 p. 100. En général, l'argent et le cuivre se remplacent mutuellement, de sorte qu'à mesure que la teneur en argent augmente, celle en cuivre diminue et inversement. Le cuivre gris se rencontre dans les gisements de minerais de cuivre et d'argent en Allemagne, dans le Tyrol, en Hongrie, au Colorado (Etats-Unis de l'Amérique du Nord).

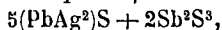
L'argent sulfuré fragile ou stéphanite, nommé aussi argent noir, argent antimonie sulfuré noir, $5Ag^2S + Sb^2S^3$, avec 68,4 p. 100 d'argent, se rencontre en Saxe, en Hongrie et au Mexique.

Polybasite

La polybasite contient 64 à 72,4 p. 100 d'argent. Dans ce minéral, l'argent est en partie remplacé par du cuivre, du fer et du zinc, l'antimoine partiellement ou complètement par l'arsenic.

Elle se trouve près de Freiberg en Saxe, près de Saint-Andreasberg dans le Harz, à Schemnitz en Hongrie et au Mexique.

L'argent sulfuré antimonifère et plombifère ou freieslebenite



avec 22,5 p. 100 d'argent, la sternbergite; $AgFe^2S^3$, avec 33 p. 100 d'argent, et l'argent telluré ou hessite, Ag^2Te , avec 60 p. 100 d'argent, sont des minerais qu'on ne rencontre que rarement.

Argent chloruré ou corné ou hérargyrite (AgCl).

L'argent chloruré, avec 75,2 p. 100 d'argent, se trouve fréquemment en quantités telles qu'il fait l'objet d'un traitement métallurgique isolé.

C'est un produit de la décomposition de minerais d'argent sulfurés, et c'est pour cela qu'il se rencontre dans les affleurements supérieurs des gisements de minerais d'argent. On le trouve au Mexique, au Chili, au Pérou, en Bolivie, dans l'Altaï, dans le Colorado (Leadville), aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord, à Broken-Hill, dans la Nouvelle-Galles du Sud (Australie).

Argent bromuré ou bromite (AgBr).

L'argent bromuré, avec 57,45 p. 100 d'argent, se rencontre dans les mêmes conditions que l'argent chloruré au Mexique, au Chili et en Australie (Broken-Hill).

*Chlorobromure d'argent ou embolite
(mAgCl + nAgBr).*

L'embolite, avec 60 à 70 p. 100 d'argent, comprend des mélanges de chlorure et de bromure d'argent, et se trouve çà et là dans les mêmes conditions que le chlorure d'argent, par exemple à Broken-Hill, dans la Nouvelle-Galles du Sud (Australie).

Argent ioduré ou iodite (AgI).

L'argent ioduré, avec 43,96 p. 100 d'argent, se trouve également dans les mêmes conditions que l'argent chloruré au Mexique et au Chili ; il a été aussi découvert dans ces derniers temps à Broken-Hill, dans la Nouvelle-Galles du Sud.

La plupart des minerais d'argent qui viennent d'être mentionnés se trouvent ensemble dans les mêmes gisements, de sorte que ce n'est pas un seul minerai d'argent qui est l'objet du traitement métallurgique, on traite au contraire toujours ensemble plusieurs d'entre eux.

Dans les affleurements supérieurs des gisements se trouvent l'argent chloruré, l'argent bromuré, l'embolite et l'argent natif, tandis que dans les parties plus profondes, on rencontre les combinaisons de l'argent avec le soufre, l'arsenic et l'antimoine.

Les minerais d'argent qui se trouvent fréquemment sans être accompagnés d'autres minerais de ce métal sont les cuivres gris.

Les minerais qui renferment l'argent comme élément secondaire sont la galène, la blende, le cuivre pyriteux, la pyrite magnétique, la pyrite de fer, la bournonite, le cuivre sulfuré, le cuivre panaché, l'arsenic natif, la pyrite arsénicale et certains minerais de nickel, de cobalt et de bismuth.

La galène renferme souvent de l'argent en si grandes quantités (jusqu'à 1 p. 100) que la valeur de ce dernier est plus grande que celle du plomb. Souvent aussi l'argent se trouve en grandes quantités dans des minerais de cuivre, par exemple, dans les schistes cuprifères du Mansfeld.

Produits métallurgiques argentifères.

Indépendamment des minerais, différents produits métallurgiques qui prennent naissance lors de l'extraction de certains métaux, fournissent aussi des matières pour l'extraction de l'argent. Ce sont principalement des mattes cuivreuses et plombeuses, du cuivre noir, des cendres de pyrite argentifères, des abzugs, des scories et des crasses.

EXTRACTION DE L'ARGENT.

D'après la composition des minerais d'argent et des produits métallurgiques argentifères, ainsi que d'après les réactions chimiques des combinaisons de l'ar-

gent exposées précédemment, l'extraction de ce métal peut être effectuée à l'aide des réactions les plus différentes. Si différentes que celles-ci puissent être, l'argent est cependant finalement combiné au plomb, au zinc, au cuivre ou au mercure, ou bien on le fait entrer dans des dissolutions, desquelles il est précipité à l'état métallique ou de sulfure ou de chlorure, ou bien encore il est séparé à l'état métallique de certaines combinaisons à l'aide de l'électrolyse.

On peut donc, d'après cela, extraire l'argent :

- 1° Par voie sèche,
- 2° Par voie humide ou
- 3° Par voie électrométallurgique.

La voie humide est toujours combinée dans une certaine mesure avec la voie sèche, soit qu'on la fasse précéder d'un grillage et d'une fonte, soit que l'on traite par voie sèche le produit argentifère obtenu par voie humide, soit qu'on le traite des deux façons.

Les opérations préliminaires pour l'extraction de l'argent par voie électrométallurgique se font en général par voie humide.

L'extraction de l'argent des minerais et des produits métallurgiques *par voie sèche* a lieu par transformation du métal précieux en un alliage plomb-argent.

L'extraction de l'argent des corps en question *par les voies sèche et humide réunies* a lieu :

1. Par transformation de l'argent en un alliage plomb-argent,
2. Par transformation de l'argent en un alliage mercure-argent,
3. En faisant passer l'argent sous la forme de solutions aqueuses.

L'extraction de l'argent de ces mêmes corps *à l'aide de la voie électrométallurgique* a lieu par transformation du métal précieux en alliages (alliages de cuivre et d'argent, de plomb et d'argent, de zinc et d'argent, d'or et d'argent), qui forment des anodes solubles du circuit électrique.

Le choix des méthodes qui viennent d'être citées dépend de la nature des différents minerais et produits métallurgiques, des substances étrangères qu'ils renferment et des conditions locales.

Les minerais qui sont très-riches en argent seront toujours traités par voie sèche. Pour les minerais avec des teneurs moyenne et faible en argent, on emploiera, suivant les corps étrangers qu'ils renferment, le prix des combustibles et les conditions locales, tantôt la voie sèche, tantôt la voie humide. Les minerais qui contiennent de grandes quantités de plomb, seront toujours traités par voie sèche. Les minerais qui renferment de grandes quantités de cuivre seront traités plus avantageusement pour argent à l'aide de la voie humide ou de l'électrolyse.

Quant aux minerais qui sont exempts de plomb et de cuivre, ou qui ne renferment que de faibles quantités de ces métaux, leur mode de traitement dépend : du prix du combustible et de la force motrice ; de la présence de minerais de plomb peu chers ou de produits intermédiaires plombifères ; de la possibilité de traiter directement par le mercure les minerais non grillés ; de la possibilité de transformer en chlorure la majeure partie de l'argent des minerais au moyen d'un grillage chlorurant de ces derniers ; de la manière dont les minerais soumis au grillage chlorurant se comportent avec le mercure, les solutions des hyposulfites et du chlorure de sodium ; de la manière dont les minerais non grillés se comportent avec les solutions de bichlorure et de protochlorure de cuivre ; du prix des différents réactifs (sel marin, sulfate de cuivre, hyposul-

fites, mercure, sulfure de sodium, fer, cuivre, zinc), ainsi que des moyens de transport et de la situation de l'usine relativement à l'écoulement de ses produits et aux localités où elle peut se procurer les combustibles et les fondants.

Des détails plus circonstanciés sur ces différents points seront donnés lors de la description des différents procédés.

Les *minerais de plomb et de cuivre* argentifères sont traités par les procédés usités pour l'extraction du plomb ou du cuivre. Lors du traitement des minerais de plomb, on obtient l'argent dans le plomb d'œuvre, lors de celui des minerais de cuivre l'argent passe dans les différents produits intermédiaires de l'extraction du cuivre.

Il n'est pas possible de donner des indications générales relativement au traitement des *produits métallurgiques* d'après les méthodes dont il vient d'être question. Ce point sera du reste traité lors de la description de ces différentes méthodes.

L'argent extrait d'après les méthodes en question est, dans beaucoup de cas, encore impur. Il contient des éléments qui nuisent à ses bonnes qualités (Cu, Pb, As, Sb, Bi, Se) et doit, par suite, en être débarrassé par fusion. Cette épuration de l'argent porte le nom de *raffinage*.

I. — Extraction de l'argent par voie sèche ou ignée.

Pour extraire l'argent par voie sèche, on transforme ce métal en un alliage plomb-argent et de ce dernier on sépare l'argent par une fusion oxydante. La transformation de l'argent en un alliage plomb-argent repose sur la propriété que possède le plomb de pouvoir séparer l'argent des minerais et des produits métallurgiques et l'absorber. Cette transformation a lieu, suivant la nature de la matière argentifère par fusion seule ou par des opérations combinées de grillage et de fusion. La conversion du plomb en un alliage plomb-argent porte le nom d'*emplombage* et l'alliage obtenu celui de *plomb d'œuvre*. La fusion oxydante du plomb d'œuvre est appelée *coupeellation*.

Si la teneur en argent du plomb d'œuvre n'est pas suffisante pour rémunérer l'opération de la coupeellation, *un enrichissement de l'argent dans une quantité de plomb d'œuvre plus petite précède la coupeellation*. Cette accumulation de l'argent dans une quantité de plomb relativement faible est obtenue à l'aide de procédés particuliers, dont il sera question ultérieurement — procédé Pattinson, zingage.

Nous avons donc à distinguer dans l'extraction de l'argent par voie sèche :

A. La préparation du plomb d'œuvre.

B. L'enrichissement de l'argent dans le plomb d'œuvre.

C. Le traitement du plomb d'œuvre pour argent ou la coupeellation.

L'emplombage est applicable à tous les minerais et produits métallurgiques. Mais il entraîne une grande dépense de combustible et des pertes en argent et en plomb, surtout avec les minerais cuprifères et les minerais et produits métallurgiques argentifères ne contenant pas de plomb.

C'est pour cela qu'en pareils cas il est souvent plus avantageux d'extraire l'argent par voie humide ou à l'aide de l'électrolyse.

L'emplombage est appliqué lorsque les minerais d'argent sont plombifères, lorsque, les combustibles étant à bas prix, on peut, si l'on a affaire à des minerais sans plomb, se procurer à bon marché des quantités suffisantes de minerais

de plomb ou de produits intermédiaires plombifères (litharge, fonds de coupelles), lorsque les minerais sont assez riches en argent pour qu'on puisse les introduire directement dans le bain de plomb. Elle est employée pour les produits métallurgiques, lorsque ceux-ci sont plombifères ou riches en argent, ou qu'ils ne conviennent pas pour le traitement par voie humide. Les produits cuprifères sans plomb sont, dans la plupart des cas, traités pour argent par la voie humide ou à l'aide de l'électrolyse.

Dans tous les cas, l'emploi de la voie sèche suppose que l'on dispose de combustibles pas trop chers.

A. — PRÉPARATION DU PLOMB D'ŒUVRE.

Nous avons à distinguer :

1. La préparation du plomb d'œuvre avec des minerais.
2. La préparation du plomb d'œuvre avec des produits métallurgiques, soit :
 - a. Avec des mattes.
 - b. Avec des speiss.
 - c. Avec des alliages.
 - d. Avec d'autres produits.

1. — Préparation du plomb d'œuvre avec des minerais.

L'emplombage des minerais est effectué différemment suivant leur teneur en argent et les substances étrangères qu'ils renferment.

On distingue les *minerais d'argent proprement dits* en minerais riches, minerais moyennement riches et minerais pauvres.

Les minerais *riches* sont introduits dans du plomb fondu, par exemple, dans le bain de plomb d'un four de coupellation (procédé par imbibition). Leur fusion en creusets avec du plomb est plus compliquée et plus coûteuse.

Les minerais *moyennement riches* sont fondus pour plomb d'œuvre dans des *fours à cuve*, avec des produits intermédiaires plombifères ou des minerais de plomb. Si les minerais contiennent du soufre, les plus pauvres, de même que les minerais de plomb sulfurés, sont grillés avant la fusion. On ajoute au lit de fusion les minerais les plus riches sans les griller. Avec les minerais sulfurés il se forme toujours une matte, qui retient une partie de l'argent et doit par suite être également traitée pour argent. Comme le traitement de la matte pour argent exige une série d'opérations coûteuses, il faut restreindre autant que possible la formation de ce produit. Celle-ci est inévitable avec des minerais d'argent cuprifères (par exemple, les cuivres gris). Dans beaucoup de cas, il se produit aussi, lors du traitement de ces minerais, des speiss, dont le traitement pour argent est encore plus difficile que celui des mattes.

Les minerais *pauvres en argent* ne sont pas soumis directement à l'emplombage, s'ils sont *exempts de plomb*, mais leur argent est rassemblé, avant l'emplombage, dans une matte, dite *matte brute*. Dans ce but, ils sont fondus pour matte dans des fours à cuve, soit sans être grillés s'ils renferment une quantité convenable de sulfures ou avec addition de pyrite s'ils ne renferment pas de soufre, soit après un grillage préalable, s'ils contiennent de grandes quantités de pyrite. La matte obtenue est emplombée. Si au contraire les minerais pauvres sont *plombifères*, ils sont *emplombés directement*.

Les *minerais de plomb argentifères* sont, sans que l'on s'occupe de leur teneur en argent, fondus pour plomb d'œuvre d'après les méthodes usitées pour l'extraction du plomb.

Les *minerais de cuivre argentifères* ne sont emplombés que lorsqu'ils se rencontrent intimement mélangés avec des minerais de plomb ou lorsqu'ils doivent être traités avec des minerais d'argent cuprifères (cuivre gris). Dans ces cas, on les fond dans des fours à cuve pour plomb d'œuvre et matte, après grillage si c'est nécessaire, avec des minerais de plomb grillés ou des produits intermédiaires plombifères (litharge, fonds de coupelles), ainsi qu'avec d'autres minerais d'argent, si on en a. La matte, nommée matte cuivreuse plombifère, contient une grande quantité de l'argent des minerais et est traitée pour matte cuivreuse argentifère. De cette dernière, l'argent est extrait soit aussi par emplombage, soit à l'aide de la voie humide.

Ce procédé n'est employé que dans les cas dont il vient d'être question, parce que l'argent contenu dans les minerais de cuivre ne passe qu'incomplètement dans le plomb d'œuvre, parce que le traitement de la matte cuivreuse plombifère qui s'y produit est long et compliqué et aussi parce qu'il donne lieu à de grandes pertes en métaux et est très coûteux. Il semble donc beaucoup plus convenable, comme cela a lieu maintenant le plus souvent, de traiter les minerais de cuivre argentifères séparément et de rassembler leur argent dans des produits intermédiaires ou finaux de l'extraction du cuivre, pour retirer ensuite l'argent de ces derniers à l'aide de la voie humide ou de l'électrolyse.

Les *minerais de zinc argentifères* sont soumis à l'emplombage soit lorsqu'ils sont mélangés intimement avec des minerais de plomb (Harz Inférieur, Freiberg), soit après un traitement préalable pour zinc (résidus des cornues à Freiberg). Dans le premier cas, ils sont traités pour plomb d'œuvre d'après les principes de la méthode d'extraction du plomb par grillage et réduction ; dans le second, après avoir été grillés et soumis à la distillation pour zinc, ils sont ajoutés lors de la fonte des minerais de plomb en fours à cuve ou fondus dans des fours à cuve avec des produits intermédiaires plombifères.

De *minerais de cobalt et de nickel argentifères* on a autrefois, à Joachimsthal, en Bohême¹, extrait l'argent par emplombage. Mais ce procédé, à cause des grandes pertes d'argent qu'il occasionne, a été abandonné et remplacé par la voie humide.

Emplombage des minerais riches.

Les minerais avec une teneur élevée en argent peuvent être fondus avec du plomb dans des creusets ou introduits dans un bain de plomb chauffé au rouge (*méthode par imbibition*).

Emplombage en creusets.

Ce procédé n'est plus guère employé, parce qu'il est beaucoup plus coûteux que la méthode par imbibition. Les creusets les plus convenables pour l'emplombage sont les creusets de graphite. Pour scorifier les terres, on ajoute de la litharge et, pour décomposer le sulfure d'argent qui peut être présent, un peu

¹ *Berg- und Hüttenm. Zeitung*, 1864, p. 104 ; *Oesterr. Zeitschrift*, 1857, p. 313.

de fer. Comme fondants, on emploie du carbonate de potassium, du verre, du borax, du carbonate de sodium.

L'emplombage de l'argent par cette voie est assez complet, si on empêche la formation d'une matte. Autrement, la matte retient toujours de l'argent. En présence de cuivre, il se produit des mattes cuivreuses, desquelles l'argent ne peut être extrait que par une série d'opérations coûteuses.

L'emplombage en creusets était autrefois pratiqué à *Kongsberg en Norvège*, avec des minerais qui renfermaient 90 p. 100 d'argent à l'état natif. Ceux-ci étaient fondus dans des creusets en graphite par quantités de 150 kilogr., avec du plomb, 3 p. 100 de limaille de fer et 1 p. 100 de borax¹. L'alliage plomb-argent obtenu était raffiné directement.

Emplombage par imbibition.

Comme bain de plomb, on se sert en général du plomb d'œuvre fondu dans le four de coupellation et qui doit être coupellé. L'imbibition a lieu au commencement de la période de formation des litharges, après que l'abstrich a été éliminé du bain métallique et la première litharge retirée.

On arrête alors la soufflerie et l'on projette le minerai (30 à 50 kilogr.) sur le bain métallique, puis on élève la température par un fort coup de feu. Le minerai flottant à la surface du bain est, s'il contient du soufre et de l'arsenic, partiellement grillé; l'argent qu'il renferme est séparé par le plomb et surtout par l'oxyde de plomb et absorbé par le bain de plomb. Les portions de minerai qui restent à la surface du bain métallique sont scorifiées par l'oxyde de plomb. Dès que la scorie est devenue suffisamment fluide, elle est retirée à l'aide d'un râble en bois et la coupellation suit son cours jusqu'à l'introduction d'une nouvelle portion de minerai.

L'imbibition est en usage à Altenau et à Saint-Andreasberg, au Harz Supérieur.

A *Altenau*, on traite par imbibition des minerais avec 2 p. 100 d'argent. A l'aide d'une cuiller, on charge ceux-ci dans la période de formation des litharges, par quantités de 30 à 40 kilogr., sur le bain métallique d'un four de coupellation allemand, dont le poids primitif de la charge s'élevait à 11 tonnes. Avec un feu vif, le minerai est grillé et ensuite scorifié. Après plusieurs brassages, les crasses sont enlevées. L'opération tout entière dure 1/2 heure à 3/4 d'heure. 1/2 heure ou 1 heure après l'enlèvement des crasses, on ajoute une nouvelle portion de minerai.

Pendant la coupellation de 10 tonnes de plomb d'œuvre, on imbibe 0,5 t. de minerai.

A *Saint-Andreasberg*, les minerais soumis à l'imbibition ont une teneur en argent de 10 p. 100 et plus. On charge en une seule fois sur le bain métallique 50 kilogr. de minerai. Le bain de plomb dans lequel ce dernier est imbibé contient au début de la coupellation 0,4 p. 100 d'argent. Le minerai est chargé toutes les deux heures.

Les scories argentifères obtenues dans le traitement par imbibition sont emplombées dans des fours à cuve avec des minerais d'argent moyennement riches et des minerais pauvres.

¹ *Berg- und Hüttenm. Zeitung*, 1855, p. 49, 93; 1858, p. 101; 1866, p. 172, 250. *Preuss. Minist. Zeitschrift*, t. XIV, p. 96.

A *Poullaouen* (Finistère), on traitait autrefois par imbibition dans le bain de plomb du four de coupellation, pendant la période de formation des litharges, des minerais contenant des chlorure, iodure et bromure d'argent, du sulfure d'argent et de l'argent natif et offrant une teneur totale en argent de 2 p. 100¹.

Emplombage des minerais de richesse moyenne.

Les minerais avec une teneur moyenne en argent et aussi, dans des circonstances favorables, les minerais pauvres sont traités pour plomb d'œuvre, d'après les différentes méthodes d'extraction du plomb, avec des minerais de plomb crus ou grillés ou des produits intermédiaires plombifères (matte plumbeuse grillée, litharge, fonds de coupelles). Si les minerais contiennent du soufre, de l'arsenic ou de l'antimoine et s'ils n'offrent pas une teneur en argent trop élevée, on les grille avant la fusion. Cette dernière est ordinairement effectuée dans des fours à cuve. Les fours à réverbère ne sont employés qu'exceptionnellement. Avec des minerais sulfurés on obtient dans la plupart des cas, et avec des minerais contenant du soufre et du cuivre toujours, outre le plomb d'œuvre, une matte, qui absorbe également une partie de l'argent renfermé dans les minerais. Cette matte cuivreuse plombifère est traitée pour plomb d'œuvre et matte cuivreuse argentifère ou cuivre brut argentifère.

La préparation du plomb d'œuvre, effectuée comme il vient d'être dit, est identique avec l'extraction du plomb décrite précédemment, aussi bien au point de vue des appareils que des méthodes et des conditions économiques. Comme la plupart des minerais de plomb sont argentifères, leur traitement donne presque toujours du plomb d'œuvre. Dans un très grand nombre de cas, on ajoute aussi des quantités plus ou moins grandes de minerais d'argent, de sorte qu'on obtient un plomb d'œuvre plus riche en argent. Nous n'avons donc pas besoin de donner ici une description complète du procédé d'emplombage des minerais argentifères, il nous suffira de renvoyer à la métallurgie du plomb. Lors de l'emplombage des minerais d'argent, on compose le lit de fusion de façon que le plomb d'œuvre ne renferme pas plus de 2 p. 100 d'argent. Autrement, les pertes en argent par scorification sont trop grandes.

L'emplombage des minerais d'argent est en usage, par exemple :

Pour des minerais qui contiennent du chlorure d'argent, de l'iodure d'argent et de l'argent natif, à Broken Hill dans la Nouvelle-Galles du Sud (Australie) et à Port-Pirie dans l'Australie méridionale ; pour des minerais qui renferment l'argent combiné au soufre ou à l'arsenic et à l'antimoine, à Freiberg en Saxe, à Saint-Andreasberg au Harz Supérieur, à Schemnitz et à Kapnik en Hongrie, aux usines à plomb du Colorado (États-Unis de l'Amérique du Nord), à El Paso au Texas, dans différentes usines du Mexique ; pour les minerais cuprifères, à Altenau au Harz Supérieur, à l'usine de Rothenbach près Müsen.

Le traitement des minerais à *Broken Hill* a déjà été décrit p. 378. Les minerais d'argent proprement dits sont du chlorure d'argent, de l'iodure d'argent, du bromure d'argent, de l'embolite et de l'argent natif disséminés dans du kaolin, des gangues siliceuses et de l'hématite brune. Ils sont fondus dans des fours à cuve américains avec du plomb carbonaté argentifère. Le lit de fusion contenait en l'année 1891-92 (à l'époque de la présence de l'auteur à Broken Hill) 15 à

¹ *Berg- und Hüttenm. Zeitung*, 1859, p. 351.

18 p. 100 de plomb et 32 à 39 onces d'argent par tonne, et offrait la composition suivante :

Carbonates.	51,5 p. 100
Minerais d'argent siliceux, kaoliniques et ferrugineux.	47,0 »
Minerais de fer argentifères et plombifères	1,5 »

A ce mélange, on ajoutait 32 p. 100 de pierre calcaire et 3,1 p. 100 de minerais de fer. On passait dans un four, en 24 heures, 50 tonnes de lit de fusion, avec une dépense en coke de 18 p. 100. Le plomb d'œuvre contenait environ 300 onces d'argent par tonne.

A *Freiberg*, en Saxe, les minerais d'argent sont fondus avec des minerais de plomb d'après les principes de la méthode d'extraction du plomb par grillage et réduction. La description détaillée du procédé de *Freiberg* a été donnée p. 352. Les minerais de plomb sont des galènes et ils renferment en moyenne 40 p. 100 de plomb et 0,15 p. 100 d'argent. La teneur en argent des minerais à emplomber varie de 0,005 à plusieurs unités p. 100.

Ces minerais sont, indépendamment des minerais d'argent proprement dits (*Dürrerse* — minerais d'argent non plombifères), des minerais de cuivre argentifères (avec 1 à 10 p. 100 de cuivre), des blendes argentifères avec moins de 25 p. 100 de zinc (les blendes argentifères tenant plus de 25 p. 100 de zinc sont grillées isolément et ensuite traitées pour zinc par distillation; les résidus argentifères de celles-ci sont fondus avec des minerais de plomb grillé), des pyrites arsénicales et ferrugineuses argentifères. Une partie de ces minerais est, en vue de l'extraction de l'arsenic et de combinaisons arsénicales, ainsi que d'acide sulfurique, d'abord traitée par distillation ou grillage comme il a été exposé précédemment. Les minerais traités de cette manière, ainsi que les minerais bruts (minerais d'argent non plombifères, minerais de cuivre), sont maintenant grillés dans des fours à pelletage continu avec de la galène et certains déchets et fumées plombifères et argentifères; le grillage est poussé jusqu'à ce que la teneur en arsenic soit réduite à moins de 25 p. 100. La composition du mélange à griller est telle qu'il renferme 20 à 30 p. 100 de plomb, 20 p. 100 de soufre, 20 à 25 p. 100 d'acide nitrique et pas plus de 10 p. 100 de zinc, et que la teneur en argent s'élève à 100-150 gr. par 100 kilogr. Par le grillage, qui est scorifiant, on abaisse la teneur en soufre à 3-5 p. 100. Le soufre qui reste sert, lors de la fusion, pour faire passer le cuivre dans une matte. En 24 heures, on grille 12 tonnes de minerais avec une dépense en houille de 25 p. 100.

Le mélange des minerais grillés est additionné d'une égale quantité de scories du traitement des minerais et fondu dans des fours *Pilz*.

On obtient du plomb d'œuvre avec 0,5 à 1 p. 100 d'argent et une matte plombeuse contenant 15 à 20 p. 100 de plomb, 8 à 14 p. 100 de cuivre et 0,14 à 0,20 p. 100 d'argent. La matte plombeuse est fondue pour plomb d'œuvre et matte cuivreuse.

Dans l'usine de *Saint-Andreasberg* (*Harz Supérieur*), des minerais d'argent exotiques tenant 10 p. 100 d'argent sont traités d'après les méthodes combinées par grillage et réduction et par précipitation avec des galènes argentifères grillées dans des fours à pelletage continu, de la litharge et des fonds de coupelle. Autrefois, les minerais contenant moins de 1 p. 100 d'argent étaient grillés avec la galène, tandis que ceux avec plus de 1 p. 100 d'argent étaient fondus à l'état cru avec les minerais grillés. Actuellement, les minerais riches contenant jusqu'à 4 p. 100 d'argent sont aussi grillés. La fusion a lieu dans des fours *Raschelté*,

comme ceux qui ont été décrits à propos de l'extraction du plomb, dans d'anciens fours à section horizontale trapézoïde et dans des fours ronds avec étalages. Le mélange des minerais est chargé avec des fondants basiques (matte grillée, scories de matte, cendre de pyrite, scories de fer basiques, pierre calcaire) et des scories de l'opération elle-même.

On compose le lit de fusion de façon à obtenir un plomb d'œuvre avec 2 p. 100 d'argent.

On obtient, en outre, une matte avec 0,5 à 0,8 p. 100 d'argent, 10 à 15 p. 100 de plomb et 7 à 15 p. 100 de cuivre, ainsi qu'une scorie entre le singulosilicate et le bisilicate et contenant 2 à 5 p. 100 de plomb et 0,008 à 0,02 p. 100 d'argent.

La *matte* est grillée dans des kilns (ayant intérieurement 2^m,80 de hauteur, 1^m,50 de longueur et 1^m,25 de largeur) et elle retourne à l'emplombage, jusqu'à ce que sa teneur en cuivre se soit enrichie à 15 p. 100. Elle est ensuite traitée seule. Elle est d'abord fondue, après grillage en kilns, avec de la litharge et des scories de minerais pour plomb d'œuvre tenant 0,3 p. 100 d'argent et une matte renfermant 0,1 p. 100 d'argent, 10 p. 100 de plomb et 25 p. 100 de cuivre. La matte obtenue est grillée en kilns et traitée, sans addition de litharge, pour plomb d'œuvre et matte avec 35 p. 100 de cuivre. Cette dernière passe au traitement pour cuivre et après une seule refonte est traitée pour cuivre brut argentifère (0,2 p. 100 d'argent).

La *scorie* est fondue avec addition d'une certaine quantité de matte pour plomb d'œuvre tenant 0,4 à 0,5 p. 100 d'argent, matte avec 0,10 p. 100 d'argent, 9 p. 100 de plomb et 10 à 20 p. 100 de cuivre, et une scorie rejetable avec 0,5 p. 100 de plomb et 0,001 à 0,002 p. 100 d'argent. Le plomb d'œuvre sert comme bain de plomb pour l'imbibition des minerais d'argent riches. La matte est grillée et retournée au traitement des scories, jusqu'à ce qu'elle soit suffisamment pauvre en plomb et riche en cuivre pour passer au traitement pour cuivre.

A *Schmenitz*, en Hongrie, on traite des minerais d'argent aurifères avec des minerais de plomb.

Les minerais d'argent en morceaux contiennent l'argent principalement sous forme d'argent sulfuré (Ag_2S). Ils renferment 30 à 97 p. 100 d'acide silicique, jusqu'à 20 p. 100 d'alumine, jusqu'à 30 p. 100 de carbonate de calcium et 0,05 à 2 p. 100 d'oxyde et de carbonate de manganèse. La teneur moyenne en argent s'élève à 150^{gr} d'argent aurifère par 100 kilogr. (0,150 p. 100). La teneur en or par kilogr. d'argent aurifère oscille entre 3 et 120^{gr}.

Les minerais d'argent sous forme de schlichs contiennent 6^{gr} à 1 kilogr. d'argent par 100 kilogr. (0,06 à 1 p. 100 Ag). La teneur en or s'élève à 10-400^{gr} par kilogr. d'argent aurifère.

Les minerais de plomb qui servent à l'emplombage sont des galènes quartzeuses contenant de la pyrite de cuivre et de la pyrite de fer. Leur teneur moyenne en plomb s'élève à 45 p. 100, celle en cuivre à 0,5-10 p. 100. Plus ils sont pauvres en plomb, plus leur teneur en cuivre est grande.

Les minerais de plomb sous forme de schlichs renferment 20 à 80^{gr} d'argent par 100 kilogr. (0,02 à 0,08 p. 100). Ils contiennent par 100 kilogr. d'argent aurifère 14 à 280^{gr} d'or.

Les minerais sont soumis au grillage scorifiant dans des fours à pelletage continu de 20 mètres de longueur et de 4 mètres de largeur. On les assortit de façon que la teneur en plomb s'élève à 10 p. 100, celle en soufre à 20 p. 100 et

que 200 kilogr. de plomb contiennent 1 kilogr. d'argent. En ajoutant des minerais pyriteux d'or et d'argent, des cendres de pyrite et de l'hématite brune, on donne une teneur en fer telle que, lors du grillage scorifiant, il se forme un singulosilicate.

En 24 heures, on passe 12 à 13 tonnes du mélange avec une consommation en bois de 10 m. cub. par 10 tonnes de minerais grillés. Le four est desservi dans la journée par 4 ouvriers. Le produit du grillage est un silicate de fer et de plomb, voisin du singulosilicate, avec une teneur en soufre de 2,5 p. 100. Il contient au moins 10 p. 100 de plomb, avec plus de 50^{gr} d'argent aurifère par kilogr.

Les minerais grillés sont fondus dans des fours Pilz avec dispositif d'Arents pour la coulée et 8 tuyères, dont les buses ont 30^{mm} de diamètre intérieur ; la pression du vent s'élève à 12^{mm} de mercure. Les nouveaux fours ont 1^m,20 de diamètre au plan des tuyères et 1^m,50 au gueulard. La distance du plan des tuyères au gueulard s'élève à 3^m,50. En 1886, le lit de fusion se composait de 450 kilogr. de minerai grillé, de 30 kilogr. de produits intermédiaires plombifères et de 100 à 200 kilogr. de scories de l'opération elle-même. En 1893, il était formé de 420 kilogr. de minerais grillés, de 10 kilogr. de minerais riches, de 20 kilogr. de matte grillée, de 20 kilogr. de matte crue, de 10 kilogr. de litharge, de 10 kilogr. d'abzugs, de 20 kilogr. de minerais de fer, de 10 kilogr. de vieux fer, 180 kilogr. de scories et de 10 kilogr. de fonds de coupelles. Le poids moyen d'une charge est de 700 kilogr. A ce poids de lit de fusion, on ajoute 50 kilogr. de coke. En 24 heures, on passe 65 à 70 charges (45,5 à 40 t.). Le four est desservi dans la journée de 12 heures par 6 hommes (2 pour la préparation du lit de fusion et 4 fondeurs).

On obtient du plomb d'œuvre tenant 0,5 à 1 p. 100 d'argent, une matte avec 12 à 15 p. 100 de plomb, 8 à 10 p. 100 de cuivre et 100 à 300^{gr} d'argent par 100 kilogr. (0,1 à 0,3 p. 100), ainsi que 1 à 2^{gr} d'or par kilogr. d'argent aurifère et une scorie avec 3 à 4 p. 100 de plomb et 3,5 à 15^{gr} d'argent par 100 kilogr.

La scorie est fondue avec la matte dans le four Pilz pour plomb d'œuvre et une deuxième matte. A 480 kilogr. de scories on ajoutait, en 1893, 10 kilogr. de minerai pauvre, 50 kilogr. de matte brute, 40 kilogr. de matte grillée, 10 kilogr. de litharge, 10 kilogr. de scories de litharge, 10 kilogr. de fonds de coupelles, 10 kilogr. de crasses de liquation. En 24 heures, on passe 50 à 55 charges, avec une pression de vent de 8 à 10^{mm} de mercure et une dépense en combustible (coke) de 50 kilogr. par 620 kilogr. de lit de fusion. On obtient du plomb d'œuvre avec 300 gr. d'argent par kilogr., une matte avec 10 p. 100 de plomb, 25 p. 100 de cuivre et 70 à 80 gr. d'argent par kilogr., ainsi qu'une scorie rejetable avec 1,5 p. 100 de plomb et 2 gr. d'argent par kilogr.

La matte est traitée pour plomb d'œuvre avec 0,5 p. 100 d'argent et matte cuivreuse argentifère.

A *Kapnik*, en Hongrie, des schlichs de pyrites argentifères et aurifères sont emplombés avec de la galène argentifère. Ces schlichs se distinguent en schlichs riches en or avec 15 gr. d'argent aurifère dans 100 kilogr. de minerai et une teneur en or de 33 p. 100 dans l'argent aurifère, et en schlichs dits *ärarische*¹ avec 90 à 100 gr. d'argent aurifère dans 100 kilogr. de minerai, mais seulement avec 12 gr. d'or par kilogr. d'argent aurifère.

Les minerais de plomb contiennent 45 à 60 p. 100 de plomb, 90 à 100 gr. d'ar-

¹ Ce sont des schlichs de pyrite des mines du gouvernement hongrois.

gent aurifère par 100 kilogr. et 10 à 32 gr. d'or par kilogr. d'argent aurifère.

Les schlichs pyriteux étaient encore grillés en tas à l'époque de la présence de l'auteur à Kapnik (1887), tandis qu'on grillait les minerais de plomb dans des fours à pelletage continu. Les deux sortes de minerais, additionnées de quartz et de matte grillée, étaient fondus dans des fours à cuve.

Le lit de fusion offrait la composition suivante :

Schlichs pyriteux grillés	73 parties en poids
Minerais de plombs grillés	16 »
Quartz	11 »
Matte grillée de l'opération elle-même	25 »

L'opération fournit du plomb d'œuvre avec 0,25 p. 100 d'argent aurifère et 100 gr. d'or dans 1 kilogr. de ce dernier, ainsi qu'une matte avec 40 à 50 gr. d'argent aurifère par 100 kilogr., 12 p. 100 de plomb et tout le cuivre contenu dans le lit de fusion.

La matte est grillée à 3 feux ; une partie de la matte grillée est ajoutée lors de la fonte des minerais, l'autre partie est fondue dans des fours à cuve avec des produits intermédiaires plombifères, additionnés de minerais d'argent quartzeux. On obtient ainsi du plomb d'œuvre et une matte de cuivre plombifère. Cette dernière est désargentée par emplombage et ensuite traitée pour cuivre. La teneur en argent aurifère du plomb d'œuvre résultant du traitement de la matte étant inférieure à 150 gr. par 100 kilogr., il est enrichi en argent au moyen du zinc.

Aux usines du *Colorado, aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord*, dont il a été déjà question à propos de la Métallurgie du plomb, on fond aussi avec les minerais de plomb des minerais d'argent proprement dits, soit d'après les principes de la méthode par grillage et réduction, soit sans grillage préalable.

Aux usines de la *Consolidated Kansas City Smelting and Refining Company, à El Paso, au Texas*, on fond des minerais d'argent de Tombstone (Arizona) avec des carbonates de la Sierra Mojada (Mexique). (Voy. p. 378.)

A *Altenau* (Harz Supérieur), des minerais d'argent cuprifères avec moins de 2 p. 100 d'argent sont fondus pour plomb d'œuvre et matte dans des fours à cuve (fours Raschette) avec des minerais de plomb grillés dans des fours à pelletage continu. Les minerais d'argent avec une teneur en métal précieux supérieure à 1 p. 100 sont fondus directement, tandis que ceux avec une teneur au-dessous de 1 p. 100 sont grillés dans des fours à pelletage continu. Les minerais d'argent sont mélangés avec de la matte grillée et non grillée de l'opération elle-même, avec des cendres de pyrite, des scories basiques riches en fer (dites *Walzensinter*) ou autres fondants ferrugineux, avec de petites quantités de pierre calcaire, des produits intermédiaires plombifères, ainsi qu'avec des scories de l'opération elle-même. On fond à une pression de vent de 26 à 30^{mm} de mercure et on produit dans le four Raschette 2 à 3 tonnes de plomb d'œuvre et une égale quantité de matte. Pour 100 kilogr. de minerais, on consomme 30 à 40 kilogr. de coke. Le lit de fusion est composé de façon que le plomb d'œuvre produit ne renferme pas plus de 2 p. 100 d'argent.

La matte renferme 0,15 à 0,40 p. 100 d'argent et la teneur en cuivre du lit de fusion. Elle est ajoutée, partie grillée, partie non grillée, au lit de fusion, jusqu'à ce que sa teneur en cuivre se soit enrichie à 10 p. 100.

Le grillage de la matte a lieu en kilns. En 24 heures, on grille 1,25 t. de matte (0,75 t. de matte crue et 0,50 t. de matte déjà grillée), jusqu'à réduction de

la teneur en soufre à 7 p. 100. Quatre kilns réunis dans un même massif exigent 2 hommes pour leur service dans la journée de 12 heures.

La matte grillée contenant plus de 10 p. 100 de cuivre est fondue dans des fours à cuve pour plomb d'œuvre et matte cuivreuse avec des produits intermédiaires plombifères et des scories.

La matte cuivreuse contient 0,05 à 0,20 p. 100 d'argent, 9 à 14 p. 100 de plomb et 25 à 40 p. 100 de cuivre. Elle est grillée dans des kilns et ensuite concentrée dans des fours à lunettes ; on obtient ainsi du cuivre noir (avec 10 p. 100 de plomb et 60 à 70 p. 100 de cuivre) et une matte cuivreuse concentrée avec 0,1 à 0,3 p. 100 d'argent, 1 à 3 p. 100 de plomb et jusqu'à 70 p. 100 de cuivre. La matte concentrée est grillée à mort dans des fours à pelletage continu (on grille en 24 heures 3,75 t., avec une dépense en houille de 0,75 t.) et ensuite fondue dans des fours à lunettes, pour cuivre noir avec 85 à 94 p. 100 de cuivre et 0,02 à 0,03 p. 100 d'argent. Le cuivre noir est désargenté par la voie humide. La scorie du traitement des mattes est, à cause de sa nature basique, ajoutée lors de la fonte des minerais, tandis que la scorie de la fonte des minerais est ajoutée lors du traitement des mattes.

Lorsqu'il s'est accumulé de grandes quantités de scories de minerais, on les soumet, en vue de l'extraction de leur plomb et de leur argent (elles renferment encore 2 à 3,5 p. 100 de plomb et 0,015 à 0,030 p. 100 d'argent), à une fusion particulière dans des fours à cuve avec des produits intermédiaires plombifères, des mattes et des scories basiques ; on obtient ainsi du plomb d'œuvre, une matte et une scorie rejetable avec 0,001 p. 100 d'argent, 1 à 1,5 p. 100 de plomb et 12 à 15 p. 100 de zinc.

A l'usine de *Rothenbach*, près *Müsen* (Cercle de Siegen), on fond dans des fours à cuve pour plomb d'œuvre et matte plumbeuse argentifère et cuprifère des cuivres pyriteux argentifères grillés et des cuivres gris, mélangés avec de la galène grillée.

On ajoutait autrefois à 6 parties de cuivre gris 10 parties de minerais de plomb, 10 parties de scories de minerais et une petite quantité de scories d'affinage du fer, ou à défaut de minerais de plomb, on ajoutait à 10 parties de cuivre gris 3 parties de litharge. La matte plumbeuse cuprifère était désargentée par emplombage et finalement traitée pour cuivre brut.

Emplombage des minerais pauvres.

Si les minerais, avec une faible teneur en argent, sont plombifères, on les traite de la même manière que les minerais de richesse moyenne.

Si, au contraire, ils ne renferment pas de plomb et sont très-pauvres en argent, ils ne sont pas emplombés directement, mais, afin d'enrichir leur teneur en argent, on les fond pour une *matte brute*, avec addition de corps sulfurés, si c'est nécessaire. Cette matte se compose principalement de sulfure de fer, qui a la propriété de dissoudre l'argent. Ce n'est qu'exceptionnellement que la matte brute est soumise, avant l'emplombage, à une nouvelle concentration par grillage et fusion, afin d'enrichir encore plus la teneur en argent (Kongsberg, en Norvège).

Si de pareils minerais d'argent pauvres contiennent de la pyrite ou de la pyrite magnétique, on les fond pour matte brute soit directement, soit, s'ils renferment un excès de pyrite, après élimination d'une partie du soufre par un grillage préa-

lable. Si les minerais ne contiennent pas de soufre, il faut y ajouter de la pyrite.

La fonte pour *matte brute* est ordinairement effectuée dans des fours à cuve. ce n'est qu'exceptionnellement qu'elle a lieu en fours à réverbère. Dans cette opération, les oxydes métalliques étrangers et les terres doivent être scorifiés et l'argent rassemblé dans une matte.

On compose le lit de fusion de façon que la matte ne renferme pas plus de 0,3 p. 100 d'argent, parce que, autrement, il passe trop d'argent dans la scorie, celle-ci ayant la propriété de toujours entraîner mécaniquement dans sa masse des particules de matte. La matte argentifère obtenue est emplombée de la même manière que les mattes argentifères produites dans d'autres opérations (voy. page 446, *Emplombage des mattes*).

Un pareil traitement de minerais argentifères pour matte brute est effectué à Kongsberg, en Norvège, à Fernezely, près Nagybanya, en Hongrie, à Zalathna, dans la Transylvanie, à l'usine de Gawrilow, dans l'Altaï.

A *Kongsberg, en Norvège*¹, des minerais d'argent tenant 0,03 p. 100 de métal précieux à l'état natif dans une gangue calcaire et quartzeuse, avec de la pyrite de fer et de la pyrite magnétique, qui renferment un peu de cuivre, sont fondus pour matte brute d'une teneur moyenne en argent de 0,18 à 0,30 p. 100 dans des fours à cuve à bassin hauts de 4^m,50, avec addition de scories d'affinage du fer et un mélange de charbon de bois et de coke. La scorie résultant de cette fonte contient 0,002 à 0,006 p. 100 d'argent et est rejetée. La matte brute, qui est percée dans un bassin de coulée et enlevée de ce dernier sous forme de disques, n'est pas immédiatement soumise à l'emplombage, on lui fait auparavant subir une concentration. Dans ce but, elle est cassée en morceaux gros comme des noix, puis elle est grillée quatre fois en stalles et ensuite fondue pour matte concentrée, avec des minerais plus riches (tenant 1 p. 100 d'argent) et des fumées argentifères, dans des fours offrant la même disposition que ceux dont on se sert pour la fonte pour matte brute. Cette matte concentrée est percée dans un bassin de coulée et immédiatement emplombée dans ce dernier (voyez, plus loin, *Emplombage des mattes*).

A *Fernezely* et à *Strimbul*, en Hongrie, des minerais aurifères et argentifères sont traités par grillage et fusion dans des fours à cuve pour une matte brute, qui est emplombée.

Les minerais traités pour matte brute à l'usine de Fernezely sont des minerais d'argent non plombifères, dits *Dürrerze*, des pyrites en morceaux, dites *Stuffhiese* ou *Kiesstufferze*, et des schlichs de pyrite.

Les *Dürrerze* ne contiennent ni plomb, ni pyrite. Ils renferment l'argent sous forme de pyrargyrite, l'or à l'état natif ou d'alliage or-argent. Ils contiennent par 100 kilogr. 125 gr. (0,125 p. 100) d'argent aurifère ; 1 kilogr. d'argent aurifère contient 40 à 80 gr. d'or.

Les *Stuffhiese* sont des pyrites qui contiennent l'argent sous forme de pyrargyrite, l'or à l'état natif. Ces pyrites renferment par 100 kilogr. 30 à 120 gr. d'argent aurifère. La teneur en or de 1 kilogr. de ce dernier s'élève à 100 gr.

Les schlichs de pyrite sont les minerais les plus riches en or. Ils contiennent par 100 kilogr. 20 à 140 gr. d'argent aurifère. La teneur en or de 1 kilogr. de ce dernier va jusqu'à 200 gr.

¹ Percy, *Silver and Gold*. — Kerl, *Metallhüttenkunde*, p. 259.

Les pyrites sont grillées avant la fusion. A l'époque de la présence de l'auteur à Fernezely, les schlichs de pyrite les plus riches en or étaient grillés dans des fours à tablettes du système Bode, tandis que la majeure partie des schlichs pyriteux et les stuffkiese étaient encore grillés en tas. On avait cependant l'intention de griller désormais tous les schlichs de pyrite dans des fours à tablettes. Les minerais soumis au grillage en tas ne recevaient qu'un feu. Les tas se composaient de 3 couches d'un mélange de stufferze et de schlichs, qui alternaient avec des couches de bois et de charbon de bois. Ils contenaient 120 à 240 tonnes de minerai. Pour 10 tonnes de minerai, on consommait 11,3 m. cub. de bois et 50 hectolitres de charbon de bois.

La fonte pour matte brute des pyrites grillées a lieu dans des fours à cuve de 8^m de hauteur, à section horizontale circulaire. Le diamètre de ces fours s'élève au plan des tuyères à 1^m,58, au plan du gueulard à 1^m,74. Le nombre des tuyères est de 4. Le lit de fusion offre la composition suivante :

Pyrites grillées	90	parties en poids.
Dürrerze (minerais d'argent non plombifères)	5	»
Pierre calcaire	12 à 13	»

Comme combustible et comme agent réducteur, on emploie du charbon de bois. La pression du vent s'élève à 25^{mm} de mercure. En 24 heures, on passe environ 3 tonnes de lit de fusion. Pour 10 tonnes de lit de fusion, on emploie 240 hectolitres de charbon de bois.

Pour 100 parties en poids de minerai, on obtient 33 parties en poids de matte brute. Celle-ci contient 90 p. 100 de la teneur des minerais en argent aurifère. 10 p. 100 de cette teneur passent dans la scorie. Celle-ci est un singulosilicate et elle est en majeure partie ajoutée lors de la fonte pour emplombage.

A l'usine de *Zalathna, en Transylvanie*, on traitait, au moment de la présence de l'auteur dans cette usine (1887), des pyrites aurifères et argentifères dans une gangue riche en silice. L'or se trouvait dans ces pyrites principalement à l'état natif; une petite quantité seulement était combinée au tellure. L'argent était partie allié à l'or, partie combiné au soufre.

On distinguait les schlichs de pyrite, qui formaient 90 p. 100 des minerais livrés à l'usine, en schlichs pauvres, moyennement riches et riches. Les schlichs pauvres contenaient 10 à 29 gr. d'argent aurifère dans 100 kilogr. de minerais, les moyennement riches 30 à 50 gr. et les riches plus de 50 gr.

Les minerais les plus riches, mais qui n'étaient livrés qu'en très faibles quantités, étaient des minerais tellureux, distingués en minerais tellureux de première classe, avec 1,5 à 5 p. 100 d'argent aurifère, et minerais tellureux de deuxième classe, avec 0,2 à 1 p. 100 d'argent aurifère.

Une partie des schlichs était encore soumise au grillage imparfait en tas (un feu), une autre partie était grillée dans des fours à tablettes du système Bode.

Les tas se composaient de 200 à 250 tonnes de minerais et brûlaient pendant 4 à 5 mois. Pour 10 tonnes de schlichs, on consommait 5 m. cub. de bois.

Les fours (fours Malétra du système Bode) avaient chacun 5 à 7 tablettes. Sur chacune de ces dernières, on étendait 50 kilogr. de schlichs. En 24 heures on grillait par four 800 kilogr. de schlichs, en réduisant la teneur en soufre de 36 à 6 p. 100. Une partie des gaz résultant du grillage était traitée pour acide sulfurique, l'autre partie servait, pour préparer du soufre à l'aide de l'hydrogène sulfuré.

Les schlichs grillés offraient la composition moyenne suivante :

Soufre	6,28	Or.	0,0044
Fer	56,45	Calcium	0,024
Manganèse	1,73	Alumine	2,25
Cuivre et zinc	traces	Silicium	19,90
Argent.	0,012	Oxygène	18,15

La fusion des minerais avait lieu dans des fours à cuve à bassin de 7^m de hauteur et à section horizontale circulaire (de 4^m de diamètre au plan du gueulard et de 90^{cm} au plan des tuyères).

Tandis que les schlichs grillés en tas s'étaient agglomérés et n'avaient pas par suite besoin d'un agent agglutinant, le produit du grillage dans les fours à tablettes devait, avant la fusion, être aggloméré avec un lait de chaux.

Pour scorifier le fer, on ajoutait aux schlichs des scories acides et, lorsqu'on en avait, des minerais quartzeux. Les minerais les plus riches en or entraient dans le lit de fusion sans être grillés. En 1886, le lit de fusion offrait la composition moyenne suivante :

Schlichs grillés dans des fours à tablettes. . .	30 à 33 p. 100.
Schlichs grillés en tas	11 »
Schlichs riches non grillés.	8 »
Minerais pauvres et mattes grillées.	14 »
Scories de la fonte pour matte brute ou d'emplombage	30 à 33 »

Comme combustible, on se servait de charbon de bois. La pression du vent s'élevait à 9-11^{mm} de mercure. En 24 heures, on passait 7 tonnes de lit de fusion ou 4,54 tonnes de minerais. Pour 100 kilogr. de minerais on consommait 2,4 hectolitres de charbon de bois.

Par 100 kilogr. de minerai grillé, on obtenait 48 kilogr. de matte brute, ayant la composition moyenne suivante :

Fer	65,86	Argent	0,028
Cuivre	0,04	Or	0,011
Zinc	traces	Soufre	28,54
Plomb	4,23	Scorie	1,29

La scorie, relativement à son degré de silicification, est entre le singulosilicate et le bisilicate. Elle est composée comme il suit :

Acide silicique	41,60	Alumine	3,42
Protoxyde de fer	49,95	Soufre	1,02
Protoxyde de manganèse.	0,82	Argent	0,0007
Chaux	2,66	Or	0,0001
Magnésie	0,24		

L'emplombage de la matte est décrit plus loin (voy. Emplombage des mattes).

A l'usine de *Gawrilow*¹, dans l'*Altai* (Gouvernement de Tomsk), située à 200 verstes nord-ouest de Barnaul, on traite pour argent des minerais avec 0,027

¹ Jossa et Kurnakoff, *Die Blei-, Silber- und Kupferhüttenprozesse im Altai: Berg- und Hüttenm.-Zeitung*, 1886 (n° 16, 17, 18 et 19).

à 0,03 p. 100 d'argent et 0,5 p. 100 de plomb. Les minerais sont fondus dans des fours à cuve pour matte brute, qui est désargentée au moyen d'un traitement par le plomb liquide dans un bas-foyer. Ces minerais contiennent comme gangue du quartz, de la baryte sulfatée (spath pesant), du peroxyde de fer, de petites quantités de chaux et de magnésie, ainsi que de la pyrite. On les distingue en minerais ocreux-quartzeux avec 42 à 75 p. 100 d'acide silicique, 22 à 40 p. 100 de baryte sulfatée, 5 à 15 p. 100 de peroxyde de fer et d'alumine et 0,3 à 0,5 p. 100 de chaux et de magnésie, en minerais ocreux-spathiques avec 10 à 29 p. 100 d'acide silicique, 52 à 85 p. 100 de baryte sulfatée, 3 à 17 p. 100 de peroxyde de fer et d'alumine, 0,5 à 7 p. 100 de chaux et de magnésie, et en minerais pyriteux-spathiques avec 6 à 33 p. 100 d'acide silicique, 47 à 84 p. 100 de baryte sulfatée et 4 à 17 p. 100 de sulfures métalliques (pyrite).

Les minerais sont fondus dans un four à cuve à deux ou trois tuyères pour une matte brute, qui se distingue par sa teneur élevée en sulfure de baryum (jusqu'à 40 p. 100). Pendant la fusion, le sulfate de baryum est partie transformé en silicate de baryum par l'acide silicique, avec mise en liberté d'acide sulfurique, partie réduit en sulfure de baryum, qui passe dans la matte brute. La scorie, dont le poids spécifique est augmenté par le baryum qu'elle renferme, ne se sépare que difficilement de la matte brute, de sorte que si le lit de fusion n'offre pas une composition convenable, il se produit des mélanges de scories et de matte brute, qui doivent être retournés à la fonte des minerais. La composition suivante du lit de fusion est considérée comme la meilleure :

Minerais . . .	{ ocreux-quartzeux	25 à 30 p. 100
	{ pyriteux-spathiques et ocreux-	
	{ spathiques	15 » 80 »
		<hr/>
		100 parties
Matte brute désargentée.		10 à 12 »
Minerais de fer.		3 »
Chaux.		
Scories de la désargentation de la matte brute (dites <i>Heerdschlacken</i>)		5 »
Scories impures de la fonte des minerais (mélange de scories et de matte brute)		25 »

En marche normale, on obtient une matte brute avec 0,14 à 0,17 p. 100 d'argent et une scorie.

La matte brute, que sa teneur en baryum rend unique en son genre, offre la composition suivante :

	I.	II.	III.
Soufre	24,29	27,74	25,70
Baryum	33,33	35,62	39,66
Fer	20,38	24,97	20,42
Cuivre	6,66	5,10	6,23
Zinc	2,73	1,66	2,34
Plomb	0,21	0,51	traces
Aluminium.	0,47	0,62	traces
Calcium	0,89	0,44	1,51
Magnésium.	1,43	0,41	1,52

La scorie est très-acide et se rapproche du trisilicate. Sa composition est donnée par les analyses suivantes :

	I.	II.	III.
Acide silicique.	45,502	44,978	44,30
Oxyde de baryum	41,856	40,868	44,42
Soufre	1,773	2,035	1,37
Protoxyde de fer.	7,394	6,180	3,38
Alumine	3,650	3,382	3,42
Chaux.	2,020	2,742	3,21
Magnésie	0,623	0,722	1,98

Le procédé qui vient d'être décrit est très-imparfait. Le traitement de la matte brute qu'il fournit sera décrit plus loin.

A l'*usine Pawlow*, située à 50 verstes ouest de *Barnaul*, on traite pour matte brute des minerais pyriteux par un procédé analogue, avec cette différence que les minerais sont grillés en tas avant la fusion. La matte est aussi désargentée par imbibition dans un bain de plomb.

2. — Préparation du plomb d'œuvre avec des produits métallurgiques.

Parmi les produits métallurgiques, on emploie des mattes, des speiss, des alliages et autres produits.

a. — Emplombage des mattes.

Les mattes argentifères se produisent soit lors de l'emplombage de minerais d'argent, soit lors de la fonte de minerais de plomb et de minerais de cuivre argentifères, ou bien, comme il a été exposé précédemment, elles sont préparées avant l'emplombage avec des minerais d'argent pauvres en vue de l'enrichissement de la teneur en argent de ceux-ci.

L'emplombage des mattes argentifères a lieu soit par imbibition dans un bain de plomb, soit par fusion dans des fours à cuve avec des matières plombifères (litharge, fonds de coupelles, carbonate de plomb, galène grillée).

Emplombage des mattes par imbibition.

L'imbibition de la matte dans un bain de plomb a pour but la décomposition du sulfure d'argent par le plomb métallique et l'absorption par le plomb de l'argent séparé. Mais, comme le sulfure d'argent n'est pas décomposé entièrement par le plomb, une désargention complète de la matte par cette voie n'est pas possible à l'aide d'un seul traitement de la matte par le plomb.

Cependant, en produisant un contact aussi intime que possible entre le plomb et la matte, ainsi qu'en répétant plusieurs fois l'imbibition, on réussit à enlever à la matte la majeure partie de son argent. Aux États-Unis (Pueblo, au Colorado), on prétend même avoir atteint le but presque complètement.

Le procédé donne en général un rendement en argent beaucoup plus faible que la fonte de la matte en fours à cuve avec des matières plombifères et il ne devrait pour cette raison être employé qu'exceptionnellement et alors combiné avec l'emplombage de la matte dans des fours à cuve.

L'emplombage par ce procédé peut être effectué de différentes manières : ou bien, du four où elle est produite, on écoule la matte à l'état liquide directement dans un bain de plomb, ou bien on fond la matte dans un bas-foyer et on ajoute ensuite le plomb, qui entre en fusion et pénètre la matte, ou bien encore on fait monter la matte fondue à travers une colonne de plomb liquide, ou enfin on fond le plomb dans un four à réverbère, puis on introduit la matte moulue à désargenter dans le bain métallique, où on ne la laisse pas arriver jusqu'à la fusion.

Le premier mode d'imbibition est appliqué à Kongsberg en Norvège, le second aux usines de Gawrilow et de Pawlow dans l'Altai. Le troisième n'a été employé qu'à titre d'essai à Lohe, près Siegen. Le dernier, désigné sous le nom de procédé Crooke, est en usage à Pueblo, dans l'état de Colorado (Amérique du Nord).

A *Kongsberg*, en Norvège, la matte concentrée, dont la préparation a déjà été décrite précédemment, est écoulée du four à cuve dans un bassin, dans lequel on y ajoute du plomb dans la proportion de 1 partie de ce dernier pour 3 parties et 1/3 de matte. Dès que le plomb est fondu, on le met en contact intime avec la matte en brassant les masses liquides à l'aide d'une tige de fer. On laisse ensuite la matte et le plomb se séparer l'un de l'autre d'après leurs poids spécifiques et après que la matte s'est refroidie on l'enlève sous forme de disques. Le plomb contient 5 p. 100 d'argent, la matte 0,75 à 1 p. 100. La désargenterie est d'autant plus complète que la température de la matte est plus élevée au moment de l'incorporation du plomb dans celle-ci. La matte partiellement désargentée de cette manière est soumise à une nouvelle désargenterie par fusion avec des produits plombifères dans des fours à cuve.

Le deuxième mode d'imbibition est en usage aux usines de *Gawrilow* et de *Pawlow* dans l'Altai. La matte brute, dont nous avons déjà décrit la préparation et indiqué la composition, est fondue sur de la houille dans un bas-foyer à soufflerie avec sole en brasque très-dense. Après la fusion, la scorie produite est retirée du bain de matte et celui-ci est couvert de charbon de bois. Sur ce dernier, le plomb destiné à désargenterie est placé sous forme de petits lingots. Ceux-ci fondent et le plomb en traversant la matte goutte à goutte se rassemble sur la sole, en enlevant à la matte brute la majeure partie de son argent. Afin de mettre ensuite le plomb en contact aussi intime que possible avec la matte brute, on plonge jusqu'au fond du bain métallique une perche de bois vert, qu'on y laisse pendant 3 minutes environ. Les gaz qui se dégagent du bois vert mettent les différentes particules de la masse liquide en contact intime les unes avec les autres. Lorsqu'on a retiré la perche, le plomb se rassemble de nouveau à la partie inférieure du bain et on le perce par le trou de coulée, dont le foyer est muni dans sa partie la plus basse. Le trou de coulée est bouché dès que la matte brute commence à paraître.

La matte brute est ainsi traitée 4 fois par le plomb. Le plomb obtenu par la première coulée passe à la coupellation, tandis que celui qui est fourni par les 3 coulées suivantes est employé de nouveau à la désargenterie. La teneur en argent de la matte brute est réduite par le procédé en question de 6 solotniks par pud à 1-1,5 solotnik. La matte brute désargentée et les scories sont ajoutées lors de la fonte des minerais. La perte en plomb indiquée est de 16 parties en poids pour 1 partie en poids d'argent, celle en argent de 6 p. 100 de la teneur en argent de la matte. Un bas-foyer donne en 24 heures 150 à 160 puds de

plomb d'œuvre. Le plomb d'œuvre bon à coupeller contient 0,32 p. 100 d'argent.

Le troisième mode d'imbibition, dit *fusion hydrostatique*, qui consiste à faire monter la masse liquide dans une colonne de plomb fondu, n'a pas donné les résultats qu'on en attendait, parce que la matte n'était pas suffisamment désargentée et que le procédé était trop coûteux à cause de la nécessité de refondre la matte dans un four particulier. *Menzler*, dans ses expériences à la *Loher Metallhütte, près Siegen*, s'est servi d'un four à manche avec bassin profond dans l'avant-creuset. Le bassin était partagé en deux compartiments au moyen d'une cloison en briques réfractaires descendant à une faible distance de son fond. Du plomb liquide était coulé dans ce bassin. Le métal était poussé dans le premier compartiment de ce dernier par la colonne de matte liquide s'écoulant du four à manche dans le compartiment du bassin le plus près du four. La matte liquide s'élevait à travers la colonne de plomb ainsi produite et se rassemblait au-dessus de celle-ci. Dans son ascension à travers la colonne de plomb, la matte était dépouillée d'une partie de son argent.

D'après *Karsten*¹, on n'arrive pas par ce moyen à enlever à la matte plus des 5/7 de l'argent qu'elle renferme.

Le quatrième mode d'imbibition, dit procédé *Crooke*, était en usage, à l'époque de la présence de l'auteur à Pueblo (1892), aux usines de la *Pueblo Smelting and Refining Company*.

Le plomb est fondu par quantités de 25 tonnes dans un four à réverbère offrant la même disposition que les fours de raffinage du plomb. On répand ensuite sur le bain métallique de la matte cuivreuse brute moulue, qu'on y incorpore en brassant la masse pendant une heure. Pour que l'opération réussisse, il est indispensable que le bain soit froid et que la matte de cuivre n'arrive pas à fusion. Autrement, le bain de plomb absorbe le cuivre de la matte et l'argent retourne en partie dans la matte liquide. Pour atteindre le but en question, le bain métallique est, au moyen de barres de fer fixées sur son fond, maintenu assez froid pour que la matte ne fonde pas, mais arrive tout au plus à se ramollir.

Au premier traitement de la matte, il doit passer dans le plomb 75 à 80 p. 100 de sa teneur en argent. Afin de désargenter encore plus la matte, un nouveau traitement de celle-ci par le plomb est nécessaire. La matte était autrefois soumise à 4 traitements successifs par le plomb, tandis qu'à l'époque de la présence de l'auteur à Pueblo, on se contentait déjà d'un second traitement effectué comme il vient d'être dit.

Le dispositif consiste en 4 fours à réverbère établis en terrasses les uns au-dessous des autres, dans chacun desquels le plomb coule de haut en bas par quantités de 25 tonnes, tandis que la matte suit une voie inverse par quantités de 1,5 tonne.

Dans le four supérieur est chargé du plomb exempt d'argent ou du plomb avec une faible teneur en métal précieux, tandis que du four le plus bas le plomb est écoulé enrichi en argent et avec une teneur en cuivre de 2 à 3 p. 100. La matte cuivreuse fraîche est mise en contact avec le plomb dans le four le plus bas, tandis que la matte presque désargentée arrive en contact avec le plomb frais du four supérieur et est retirée de ce dernier exempte d'argent, mais plom-

¹ *System der Metallurgie*, t. V, p. 521.

bifère. La durée de l'opération dans un four est de 1 heure 1/4 environ. La teneur en argent de la matte désargentée est, au dire du maître ouvrier, inférieure à 1 once de métal précieux par tonne.

La matte cuivreuse est traitée pour cuivre raffiné. Elle est d'abord fondue dans des fours à cuve, afin d'en isoler le plomb absorbé mécaniquement. Ce dernier se rassemble au-dessous de la matte, et la teneur en plomb de celle-ci est ainsi abaissée à 15 p. 100. La matte est ensuite grillée, d'abord dans un four à pelletage continu, puis à une plus haute température dans un four à réverbère avec soufflerie, le grillage étant poussé assez loin pour que le plomb qu'elle renferme soit transformé en oxyde et en sulfate. Pendant ces grillages oxydants, la matte ne doit pas entrer en fusion. Ils devaient désormais être effectués dans un seul four, le four O'Harra-Brown, décrit précédemment (p. 66).

La matte ainsi traitée est fondue pour cuivre noir, avec addition de quartz, dans un four à réverbère anglais, opération dans laquelle l'oxyde et le sulfate de plomb sont transformés par le quartz en une scorie de silicate de plomb. Cette dernière est ajoutée lors de la fonte des minerais de plomb. Le cuivre noir (*blister copper* — cuivre ampoulé), avec environ 99 p. 100 de cuivre, est raffiné dans le four à réverbère anglais.

Ce procédé étant assez compliqué, il semble que l'on doive émettre quelque doute au sujet de ses résultats économiques, sur lesquels d'ailleurs l'auteur n'a pu recueillir aucune indication.

Fonte de la matte avec des matières plombifères.

Lors de la fonte de la matte avec des matières plombifères, c'est-à-dire avec des minerais de plomb ou des produits métallurgiques plombifères, l'argent de la matte est absorbé par le plomb réduit de ces matières. Cependant, une seule fusion ne suffit pas pour désargenter complètement la matte. On obtient toujours, outre du plomb d'œuvre, une matte plus pauvre en argent. En général, celle-ci est grillée et ensuite refondue avec des matières plombifères. En répétant ces opérations, on peut dépouiller la matte de la majeure partie de son argent, si elle ne contient pas de trop grandes quantités de cuivre. La fonte de la matte avec des produits plombifères de la coupellation, litharge et fonte de coupelles, favorise d'une manière particulière le passage de l'argent dans le plomb d'œuvre.

Avec des mattes cuprifères, l'emplombage doit être répété souvent, sans que cependant on réussisse à séparer complètement l'argent d'avec le cuivre. C'est pour cela qu'il est plus avantageux de traiter les mattes cuivreuses argentifères à l'aide de la voie humide ou par l'électrolyse.

Lorsqu'on a affaire à des mattes qui contiennent en même temps du cuivre et du plomb (dites *mattes cuivreuses plombifères*), comme celles qui se produisent lors de l'emplombage de minerais d'argent cuprifères et lors de la fonte de minerais de cuivre plombifères et argentifères, on cherche à les dépouiller de leur plomb par un ou plusieurs grillages à fond et une fusion subséquente, et on traite les mattes obtenues soit à l'aide de la voie humide pour argent (Freiberg), soit par voie sèche pour cuivre brut et de ce dernier on extrait ensuite par voie humide ou l'aide de l'électrolyse l'argent et le cuivre.

L'emplombage des mattes suivant le procédé en question est effectué, par exemple, à Fernezely, à Kapnik et à Strimbul en Hongrie, à Zalathna dans la Transylvanie, à l'usine de Rothenbach près Müsen, aux usines du Harz Supérieur et de Freiberg.

A l'usine de *Fernezely*, dans le district minier de *Nagybanya* en Hongrie, l'emplombage de la matte était, à l'époque de la présence de l'auteur dans cette contrée, pratiqué de la manière suivante.

La matte (matte brute) est soumise à deux grillages en tas et ensuite, avec des minerais de plomb grillés et des minerais quartzeux riches grillés, à une fonte, désignée sous le nom de *Reichverbleiungsschmelzen* — fonte pour emplombage des minerais riches. Le grillage des minerais de plomb a lieu dans des fours à pelletage continu à une sole, de 19 mètres de longueur et 2^m,50 de largeur.

La fonte est effectuée dans des fours de mêmes disposition et dimensions que les fours employés pour la fusion des minerais pour matte brute. Le lit de fusion se compose de :

Minerais de plomb grillés.	62 parties
Matte brute grillée	30 »
Minerais riches quartzeux	8 »

La quantité des produits intermédiaires plombifères est ménagée de façon que pour 1 kilogr. d'argent aurifère contenu dans le lit de fusion, il y ait 200 à 250 kilogr. de plomb sous forme de litharge et de fonds de coupelles. Comme combustible et agent de réduction, on se sert de charbon de bois. La pression du vent s'élève à 12-16^{mm} de mercure. En 12 heures, on passe 2 tonnes de lit de fusion (non compris les produits intermédiaires plombifères). Pour 10 tonnes de lit de fusion, on consomme 210 hectolitres de charbon de bois.

On obtient du plomb d'œuvre avec 300 à 700 gr. d'argent aurifère par 100 kilog. (0,3 à 0,7 p. 100 d'argent) et une matte, dite *Reichverbleiungsstein* — matte d'emplombage des minerais riches, avec 80 gr. d'argent par 100 kilog. (0,08 p. 100), 10 à 12 p. 100 de plomb et 1 p. 100 de cuivre. De la teneur en plomb du lit de fusion, 90 p. 100 sont passés dans le plomb d'œuvre ; le reste passe dans la matte et dans la scorie. La quantité de matte produite s'élève à 15-16 p. 100 du poids du lit de fusion.

La matte, en vue de l'emplombage de l'argent qui s'y trouve encore et de l'enrichissement de sa teneur en cuivre, est grillée à deux feux et ensuite fondue avec des produits intermédiaires plombifères dans les fours à cuve à bassin avec trois tuyères (de 5^m,95 de hauteur, de 1^m,16 de diamètre au gueulard et de 1^m de diamètre au plan des tuyères), sous une pression de vent de 14 à 17^{mm} de mercure. Le lit de fusion offre la composition suivante :

Matte grillée.	88 parties en poids.
Quartz ou minerais quartzeux	9 —
Épines de ressuage (ce sont les résidus cuprifères de la liquation du plomb)	3 —
Produits intermédiaires plombifères (litharge, fonds de coupelles, déchets de la désargentation par le zinc, abs-trichs)	20 —
Pierre calcaire	5 —

La quantité des produits intermédiaires plombifères est ménagée de telle sorte que pour 1 kilogr. d'argent aurifère contenu dans le lit de fusion il y ait 600 kilogr. de plomb.

En 12 heures, on passe 1,8 à 1,9 t. de lit de fusion, avec une dépense de 216

hectolitres de charbon de bois par 10 tonnes. On obtient du plomb riche avec 200 à 290 gr. d'argent aurifère par 100 kilogr. (0,20 à 0,29 p. 100) et une matte dite *zweite Verbleiungsstein* — *deuxième matte d'emplombage*, avec 40 à 50 gr. d'argent par 100 kilogr. (0,04 à 0,05 p. 100), 5 à 6 p. 100 de plomb et 5 à 6 p. 100 de cuivre. La scorie produite est ajoutée lors de la fonte des minerais.

La deuxième matte d'emplombage est soumise à un nouvel emplombage, dit *Entsilbern* — *désargentation*. Dans ce but, elle est grillée à deux feux et ensuite fondue avec des matières plombifères dans des fours offrant la disposition et les dimensions de ceux employés pour l'emplombage de la première matte. La quantité des matières plombifères doit aussi être mesurée de telle sorte que pour 1 kilogr. d'argent aurifère il y ait 600 kilogr. de plomb. On ajoute en outre des minerais de cuivre (jusqu'à 3 p. 100 du poids du lit de fusion), afin d'élever la teneur en cuivre de la matte résultant de cette opération.

En 12 heures, on passe 1,2 à 1,3 t., avec une pression de vent de 12 à 16^{mm} de mercure. Pour 10 t. de matte, on consomme 230 à 240 hectolitres de charbon de bois.

On obtient du plomb d'œuvre avec 150 gr. d'argent aurifère par 100 kilogr. (0,15 p. 100) et une matte dite *Entsilberungsstein* — *matte de désargentation*, avec 0,018 à 0,020 p. 100 d'argent aurifère, 4 p. 100 de plomb et 16 à 17 p. 100 de cuivre. La scorie est rejetée.

La première matte de désargentation est soumise à une *nouvelle désargentation par emplombage*. Elle est grillée à 2 ou 3 feux et ensuite fondue avec des matières plombifères dans les fours à mattes mentionnés précédemment. Pour 1 kilogr. d'argent aurifère, on ajoute 1500 à 1600 kilogr. de plomb sous forme de produits intermédiaires.

En 12 heures, on fond 1 à 1,2 t. de lit de fusion avec une pression de vent de 6 à 7 lignes de mercure et une consommation en charbon de bois de 250 hectolitres par 10 tonnes. On obtient du plomb d'œuvre avec 50 à 80 gr. d'argent par 100 kilogr. et une *matte cuivreuse* avec 30 à 40 p. 100 de cuivre et 2 à 3 p. 100 de plomb.

Cette matte est traitée par grillage et fusion pour cuivre noir tenant 0,008 à 0,010 p. 100 d'argent. Le cuivre noir est raffiné.

A l'usine près de *Kapnik*, la matte brute, qui contient 40 à 50 gr. d'argent aurifère par 100 kilogr. et 12 p. 100 de plomb, avec une petite quantité de cuivre, est grillée à trois feux et fondue dans des fours à cuve avec des produits plombifères et des minerais d'argent quartzeux. Comme produits plombifères, on emploie des litharges, des fonds de coupelles, des crasses de liquation et des déchets plombifères de la désargentation par le zinc ; leur quantité est mesurée de telle sorte que pour 1 kilogr. d'argent il se trouve 500 kilogr. de plomb. On obtient, dans cette opération, du plomb d'œuvre tenant 150 à 170 gr. d'argent aurifère par 100 kilogr., et une matte avec 40 gr. d'argent par 100 kilogr. Cette matte est grillée à trois feux et ensuite fondue avec des produits plombifères pour matte désargentée une fois, et plomb d'œuvre.

La teneur en plomb des produits plombifères s'élève à 750 kilogr. pour 1 kilogr. d'argent. La matte qui se produit maintenant est, après un grillage à trois feux, de nouveau fondue de la même manière, mais en portant cette fois la teneur en plomb des matières plombifères à 1350 kilogr. pour 1 kilogr. d'argent. On obtient du plomb d'œuvre et une matte de cuivre, qui est traitée pour cuivre noir. Ce dernier est raffiné à *Felsöbanya*.

A l'usine près *Zalathna*, en Transylvanie, on prépare une partie de la matte brute pour l'emplombage, en lui enlevant une quantité aussi grande que possible de sulfure de fer au moyen d'un traitement par l'acide sulfurique étendu. Une autre partie est aussi préparée pour l'emplombage par un grillage en tas à quatre feux.

La matte destinée au traitement par l'acide sulfurique est d'abord concassée à l'aide d'un broyeur et ensuite pulvérisée dans un moulin à boulets. L'acide sulfurique n'a pas besoin d'avoir une force supérieure à 22° B.

Les appareils employés pour le traitement de la matte brute sont des caisses prismatiques en plomb (de 1^m,25 de hauteur, 1^m de longueur et 1^m de profondeur), qui sont munies d'un agitateur adapté à un arbre vertical en cuivre. Chaque caisse est entourée d'une double paroi en bois. Dans l'espace qui existe entre la caisse en plomb et la double paroi en bois, on fait arriver de la vapeur à 1/2 atmosphère de tension, afin de favoriser la réaction par une élévation de température. Le couvercle de la caisse en plomb est traversé par deux tubes de même métal avec fermeture hydraulique, lesquels plongent dans le liquide et servent à l'introduction de la matte brute pulvérisée. Le gaz hydrogène sulfuré qui se dégage pendant la dissolution du sulfure de fer se rend, par deux autres tubes adaptés dans le couvercle de la caisse, dans une tour, où son soufre est séparé au moyen d'acide sulfureux¹.

La matte pulvérisée est introduite dans les caisses par quantités de 1 à 1,5 kilogr., jusqu'à ce qu'on ait atteint la charge complète de 150 kilogr., ce qui nécessite 12 heures. Au bout de ce temps, on agit encore pendant 6 heures et ensuite on laisse le liquide se clarifier pendant 6 autres heures, après quoi on élimine le liquide et la matte par des ouvertures particulières. L'opération tout entière, depuis le chargement de la première portion de matte brute jusqu'à son élimination, dure 30 heures. En 12 heures, on traite en moyenne dans 6 caisses à décomposition 488 kilogr. de matte brute. On emploie pour 100 kilogr. de cette dernière 70 kilogr. d'acide sulfurique, compté à 50° B. 100 kilogr. de matte brute laissent 34 kilogr. de résidu.

Une partie du sulfure de fer contenu dans la matte brute est décomposée par l'acide sulfurique. Le fer entre en dissolution sous forme de sulfate, tandis que le soufre forme de l'hydrogène sulfuré. Le sulfure de cuivre n'est pas attaqué par l'acide sulfurique étendu et il reste, par suite, de même que les métaux nobles, dans le résidu. Ce dernier est dépouillé, dans une caisse filtrante, de la majeure partie de son eau.

Par le traitement en question, le sulfure de fer ne peut être éliminé de la matte brute que dans une certaine mesure. En outre, le résidu contient de grandes quantités de sels basiques, qui ne se laissent éliminer qu'incomplètement par lavage et gênent beaucoup l'emplombage. Le résidu offre la composition suivante :

Fer	42,57	Arsenic	traces
Cuivre	2,75	Soufre	8,85
Plomb	6,04	Acide sulfurique	30,04
Argent	0,101	Oxygène	6,00
Or	0,038	Scorie	4,20

¹ Schnabel, *Mittheilungen über österreichisch-ungarische Metallhütten*, in *Minist.-Zeitschrift für das Berg-, Hütten- und Salinenwesen*, t. XXXVI.

Le mode de préparation préliminaire de la matte brute qui vient d'être décrit n'est admissible que dans des circonstances tout à fait exceptionnelles, par exemple lorsqu'on peut se procurer l'acide sulfurique à bon marché et lorsque le sulfate de fer et le soufre peuvent être vendus à un prix très-élevé.

Le résidu en question (*résidu de la matte brute*) et la matte brute grillée en tas sont fondus dans des fours à cuve avec des matières plombifères. La matte offrant une teneur élevée en soufre, on ne peut pas éviter la formation d'une nouvelle matte, qui retient une certaine quantité de métaux nobles. On mélange la matte brute avec des minerais riches non grillés et une quantité relativement grande de schlichs de pyrite grillés. Ces derniers, qui ne contiennent plus que 6 p. 100 de soufre, sont nécessaires pour l'obtention d'une bonne marche de la fusion, qui ne peut être atteinte avec le résidu de la matte brute seul, à cause des sels basiques renfermés dans ce résidu.

Les matières plombifères consistent en litharge et fonds de coupelles. Leur quantité est mesurée de telle sorte que pour 1 kilogr. d'argent aurifère à emplomber il y ait 240 kilogr. de plomb. En 1887, le lit de fusion offrait la composition suivante :

Scorie brute	32	parties en poids
Pyrite grillée.	23	—
Minerais tellureux quartzeux non grillés . .	6-7	—
Pyrites riches non grillées.	3-4	—
<i>Résidu de la matte brute</i>	9	—
Matte brute grillée en tas.	7	—
Matières plombifères	10	—

Les fours à cuve sont hauts de 6^m et ont une section horizontale circulaire (1^m de diamètre au gueulard, 90^{cm} au plan des tuyères). Ils ont deux tuyères et travaillent avec une pression de vent de 9^{cm} de mercure. Ce sont des fours à bassin.

En 24 heures, on passe 1,95 t. de lit de fusion avec 1 t. de scories, et on consomme 1,97 hectol. de charbon de bois pour 50 kilogr. de lit de fusion total. Du poids total du lit de fusion, il se transforme en :

Plomb d'œuvre	5,88	p. 100
Matte	25,57	—
Scorie	68,55	—

Le plomb d'œuvre offre la composition suivante :

Plomb	99,346	Argent.	0,326
Antimoine.	0,048	Or.	0,310
Cuivre	traces	Fer	traces

La matte contient :

Fer	66,33	Or	0,005
Cuivre	1,18	Soufre	25,98
Plomb	5,65	Scorie.	0,78
Argent	0,071		

L'argent est absorbé par la matte en quantités beaucoup plus grandes que l'or. Ainsi, tandis que dans la matte brute la teneur en or est presque égale à la moi-

tié de celle en argent, elle ne s'élève pas dans la matte d'emplombage à la dixième partie de la teneur en argent.

La scorie offre la composition suivante :

Acide silicique.	36,65
Protoxyde de fer	48,10
Protoxyde de manganèse.	1,75
Chaux	6,44
Alumine	1,30
Oxyde de plomb	5,22
Soufre	0,54
Argent	0,0024
Or	0,0004

Elle est entre le singulosilicate et le bisilicate.

La matte d'emplombage est traitée de la même manière que la matte brute par l'acide sulfurique étendu. Le résidu obtenu est également emplombé comme le résidu de la matte brute. Ce deuxième emplombage donne une matte enrichie en cuivre, qui est traitée comme la matte d'emplombage. Lorsque la matte est enrichie jusqu'à 30 p. 100 de cuivre, elle est livrée aux usines à cuivre.

A l'*usine de Rothenbach, près Müsen*, dans le cercle de Siegen, l'emplombage de la matte était effectué de la manière suivante :

La matte plombeuse cuprifère provenant de la fonte des minerais de plomb et des cuivres gris était grillée deux fois en tas et ensuite fondue dans des fours à cuve pour plomb d'œuvre tenant 0,34 à 0,40 p. 100 d'argent et seconde matte plombeuse avec 20 à 25 p. 100 de plomb, 30 à 40 p. 100 de cuivre et 0,17 p. 100 d'argent. La seconde matte plombeuse était aussi grillée deux fois en tas et ensuite fondue dans des fours à cuve pour plomb d'œuvre avec 0,35 à 0,40 d'argent et troisième matte plombeuse avec 18 à 20 p. 100 de plomb, 30 à 40 p. 100 de cuivre et 0,17 p. 100 d'argent. La troisième matte plombeuse, après deux grillages en tas, était également traitée en fours à cuve pour plomb d'œuvre avec 0,35 p. 100 d'argent et quatrième matte plombeuse ou cuivreuse tenant 10 à 12 p. 100 de plomb, 45 à 55 p. 100 de cuivre et 0,17 p. 100 d'argent. La matte de cuivre non grillée était fondue trois fois en fours à cuve avec de la litharge et des fonds de coupelles. La matte cuivreuse désargentée trois fois était alors grillée et de nouveau fondue avec de la litharge et des fonds de coupelles. On obtenait dans ces opérations du plomb d'œuvre tenant 0,14 à 0,15 p. 100 d'argent et finalement une matte de cuivre avec 0,01 p. 100 d'argent, qui était traitée pour cuivre brut et cuivre raffiné.

Nous avons déjà décrit précédemment le traitement de la matte à *Freiberg* (voyez Extraction du plomb par la méthode de grillage et réduction), ainsi qu'au *Harz Supérieur* (voyez Extraction du plomb par la méthode de précipitation).

Les procédés de désargement des mattes cuivreuses dits *Kupferauflösungsschmelzen* — fonte de concentration du cuivre — et *Abdarrprozess* — ressuage — sont des procédés tout à fait surannés et qui actuellement ne sont plus employés.

Dans ces deux procédés, la désargenterie n'est pas seulement produite par le plomb, mais aussi et en même temps par le cuivre.

Dans le premier (la *Kupferauflösung*), la matie cuivreuse argentifère grillée est fondue avec du cuivre noir et de la litharge dans des fours à cuve. Le cuivre passe alors dans la matie et fait passer une partie de l'argent de celle-ci dans le plomb résultant de la réduction de la litharge, plomb qui contribue également à la désargenterie de la matie. On obtient du plomb d'œuvre et une matie cuivreuse plombifère. Cette dernière, sans être grillée, est fondue dans des fours à cuve, avec addition de scories plombifères et de fer, pour une matie cuivreuse qui est encore désargentée par imbibition au bain de plomb et ensuite traitée pour cuivre. Ce procédé était autrefois usité en Hongrie (Fernezely)¹.

Dans le second procédé (*Abdarrprozess* — *ressuage, liquation*), la matie de cuivre plombifère provenant de la fonte de minerais cuprifères et argentifères est fondue, dans des fours à manche, avec du cuivre noir ou des crasses cuivreuses plombifères du ressuage, dites *Kienstöcke*, pour alliage de plomb et de cuivre argentifère (dit *Saigerstücke* — *pains de ressuage*) et une matie plus pauvre en argent. Cette dernière est de nouveau traitée de la même manière, tandis que l'alliage cuivre-plomb-argent est soumis au ressuage, opération qui donne du plomb d'œuvre et du cuivre plombifère (*Kienstöcke*). Ce dernier est ajouté à la place du cuivre noir lors de la nouvelle désargenterie de la matie. En répétant plusieurs fois ces opérations, on obtient d'une part du cuivre et d'autre part du plomb d'œuvre avec la majeure partie de l'argent.

Ce procédé qui ne convient que pour des mattes cuivreuses argentifères ou pour des minerais de cuivre argentifères est une liquation combinée avec la fonte de concentration et l'emplombage. Il permet une désargenterie plus complète que la liquation et fournit aussi un cuivre plus pur que celle-ci, mais il est très-compliqué et très-dispendieux.

Les deux procédés dont il vient d'être question — la *Kupferauflösung* et l'*Abdarrprozess* — n'ont été en usage qu'en Hongrie et dans le Tyrol, mais depuis déjà longtemps, ils ne sont plus employés, parce qu'ils exigent beaucoup de temps et sont très-coûteux.

b. — Préparation du plomb d'œuvre avec des speiss.

Les speiss argentifères peuvent être désargentés jusqu'à un certain degré aussi bien par imbibition que par fusions répétées avec des produits plombifères. Mais avant l'emplombage, il est nécessaire d'en éliminer autant que possible l'antimoine et l'arsenic par un grillage à fond.

On obtient du plomb d'œuvre et des speiss plus pauvres en argent. Pour faire passer le cuivre et une partie de l'argent qu'ils renferment dans une matie, on ajoute aussi de la pyrite. Pour concentrer le nickel et le cobalt des speiss, on les fond à plusieurs reprises avec de la pyrite ou des mattes cuivreuses, en faisant précéder chaque fonte d'un grillage.

Davies² traite les speiss fondus, par quantités de 1/2 tonne, avec 20 à 25 p. 100 de plomb dans un convertisseur en tôle, muni d'un revêtement réfractaire et ayant la forme d'un cylindre vertical. Pendant 3 à 4 minutes, de l'air com-

¹ Karsten, *System der Metallurgie*, t. V. p. 563.

² *Engineering and Mining Journal*, 30 juin 1888.

primé (17 onces de pression) est, à l'aide d'un tube de 6mm,3 de diamètre, injecté dans la masse fondue, afin de mettre le plomb en contact intime avec le speiss et d'oxyder une partie de l'arsenic. Le convertisseur est ensuite renversé. Les masses liquides sont reçues dans une marmite à scories. Le speiss désargenté qui surnage le plomb, est enlevé sous forme de croûtes, après que le plomb est écoulé. Ce procédé aurait donné de bons résultats aux usines de la société *Eureka Consiliated*, près *Eureka* dans l'*Etat de Nevada*. Il semble cependant que ce mode de désargenteration des speiss doit au point de vue économique laisser un peu à désirer, parce qu'une grande quantité de plomb est certainement oxydée et scorifiée par le revêtement du convertisseur.

La désargenteration des speiss par emplombage est un procédé imparfait, auquel on a souvent substitué la désargenteration par voie humide.

c. — Préparation du plomb d'œuvre avec des alliages.

Parmi les alliages, desquels l'argent est extrait par le plomb, nous n'avons à nous occuper que de celui du cuivre avec l'argent. Cet alliage est obtenu dans les usines métallurgiques sous forme de cuivre noir ou cuivre brut argentifère.

L'emplombage des alliages cuivre-argent peut être effectué aussi bien par imbibition de ces derniers au bain de plomb que par liquation ou ressuage.

L'*imbibition* est un procédé de désargenteration très-imparfait, qui depuis longtemps déjà a été remplacé par la voie humide. On a bien soumis à l'imbibition dans le bain de plomb du four de coupellation des monnaies de cuivre argentifères. Le cuivre, dans cette opération, passait dans les litharges et devait être extrait lors de la révivification de celles-ci. Ce mode d'imbibition entraîne de grandes pertes de cuivre et d'argent et n'est plus employé.

La *liquation* est également un procédé suranné, qui cependant était autrefois généralement usité pour l'extraction de l'argent d'alliages cuivre-argent et que pour cette raison nous devons décrire avec quelques détails.

Liquation ou ressuage.

Si l'on fond du cuivre argentifère avec du plomb, il se forme un alliage de plomb, de cuivre et d'argent. Si dans cet alliage le plomb se trouve dans une proportion déterminée par rapport au cuivre, il est possible, en chauffant à une certaine température l'alliage solidifié, de séparer d'avec le cuivre la majeure partie du plomb allié avec de l'argent et à l'état liquide. Une partie de l'argent et une partie du plomb restent avec le cuivre, tandis qu'une partie du cuivre passe dans le plomb entrant en fusion. En répétant le chauffage de l'alliage au contact de l'air, la majeure partie de l'argent qui reste peut être séparée par fusion en combinaison avec du plomb, de l'oxyde de plomb et du protoxyde de cuivre.

Sur ces réactions, repose le procédé par liquation, qui était autrefois d'un usage général, mais qui maintenant n'est plus nulle part employé, à cause des inconvénients qu'il présente. Ces inconvénients sont des pertes en plomb, en argent (21 p. 100) et en cuivre, et les frais considérables qu'entraînent les opérations secondaires nécessitées par le traitement des produits intermédiaires.

Le procédé comprend :

1. La préparation de l'alliage plomb-cuivre-argent ou la *fonte d'emplombage du*

cuivre argentifère ou le *rafraîchissage* (*Frischen*), qui consiste en une fusion du cuivre argentifère avec du plomb dans des fours à cuve.

2. La séparation de l'alliage en-plomb argentifère et en un alliage cuivre-plomb-argent plus pauvre en plomb et en argent ou la *liqutation* (*Saigern*), consistant en un ressuage du plomb argentifère contenu dans l'alliage sur la sole de liqutation.

3. L'élimination du reste de plomb et d'argent de l'alliage ou *ressuage oxydant* (*Darren*), qui consiste en un nouveau ressuage de plomb argentifère, sous forme d'alliage plomb-argent, et d'oxydes du cuivre et du plomb par chauffage en présence de l'air dans un four à réverbère (*Darrofen*) de l'alliage resté lors de la première liqutation.

A ces trois opérations, il faut encore ajouter le raffinage de l'alliage resté lors du ressuage oxydant et le traitement des produits intermédiaires.

Fonte d'emplombage du cuivre argentifère.

Le cuivre à emplomber est employé soit sous forme de petits morceaux, que l'on a obtenus en cassant les disques de cuivre encore au rouge, soit sous forme de grenailles.

Comme fours à cuve, on se sert de fours à manche à œil. On emploie le plomb soit à l'état métallique, soit sous forme de litharge, qui est réduite en plomb dans le four à cuve. L'expérience a appris qu'il ne faut pas ajouter plus de 11 parties de plomb pour 3 parties de cuivre, parce que autrement, lors de la liqutation, il passe trop de cuivre dans le plomb d'œuvre. D'autre part, il ne doit pas y avoir pour 1 partie d'argent moins de 500 parties de plomb, parce que, s'il n'en est pas ainsi, il reste trop d'argent avec le cuivre. Si le cuivre est si pauvre en argent qu'en observant les proportions indiquées pour la quantité de plomb à ajouter relativement à la teneur en argent, la proportion de 11 parties de plomb pour 3 parties de cuivre doive être dépassée, on emploie du plomb d'œuvre de la liqutation pour rétablir la proportion exacte entre le plomb et le cuivre. Si au contraire la teneur en argent du cuivre dépasse 0,6 p. 100, la liqutation doit être répétée. On obtient alors du plomb plus pauvre en argent, qui cependant peut être réemployé pour la désargentation de nouvelles quantités de cuivre.

La proportion de 3 de cuivre pour 11 de plomb correspond à peu près à la formule Cu Pb (3 : 9,8).

Par suite de la nécessité de l'observation de cette proportion, on dirige l'opération de telle sorte qu'il ne se trouve jamais dans les fours à l'état liquide que les quantités de plomb et de cuivre nécessaires pour la formation d'un *pain de liqutation* (*Frischstück*), c'est-à-dire d'un disque de l'alliage épais de 6 à 8 centimètres. On introduit d'abord dans le four le combustible et une certaine quantité de scorie. Lorsque la scorie est liquide, on charge le cuivre brut nécessaire pour la formation du premier pain de liqutation. Lorsque (au bout de 4 à 5 minutes) il est devenu rouge, on y ajoute la dose de plomb préalablement pesée. Dès que l'alliage liquide qui s'est formé est arrivé dans le bassin de réception, où il est recouvert par la scorie, on ajoute de nouveau dans le four du combustible, de la scorie et le cuivre pesé pour la formation du deuxième pain de liqutation, et ensuite une nouvelle quantité de plomb pur. En bonne marche, on retire du four, toutes les 7 à 8 minutes, un nouveau disque. L'opération fournit aussi, indépendamment des *pains de liqutation*, une scorie avec 40 à 60 p. 100 de plomb et 3 à 5 p. 100 de cuivre.

Lorsque, à la place du plomb, on emploie de la litharge, on conduit l'opération plus lentement, afin que la réduction de la litharge se fasse sans obstacle. Autrement, on obtient des scories trop abondantes et trop riches.

Liquation.

Cette opération est effectuée à l'abri du contact de l'air, parce que s'il n'en était pas ainsi, l'alliage plomb-argent qui se sépare à l'état liquide serait oxydé. Elle ne peut pas être pratiquée convenablement dans un four à réverbère. C'est pour cela qu'on emploie un appareil particulier, dit *sole* ou *aire de liquation* (*Saigerheerd*).

La *sole de liquation*, représentée par la figure 306, se compose essentiellement de deux murs S, S de 2^m de longueur et 60^{cm} de hauteur, qui sont inclinés l'un vers l'autre et coupés obliquement à leur partie supérieure, dite banquette de liquation, ainsi que de la paroi postérieure b, munie d'un canal vertical de

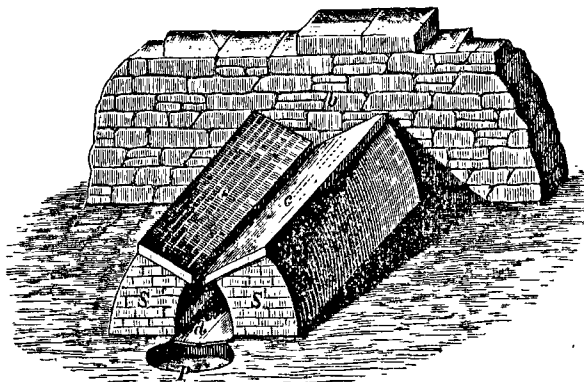


Fig. 306. — Sole de liquation.

tirage. La partie supérieure oblique des banquettes est recouverte de plaques de fonte c, c, dites plaques de liquation. Entre ces plaques, il ne reste qu'une fente étroite, la fente de liquation. Le fond de la sole est formé par une rigole d, inclinée d'arrière en avant, en fonte ou en maçonnerie, et qui aboutit à une excavation, la fosse à plomb P, qui se trouve devant la sole. Les pains de l'alliage à liquater sont placés au nombre de 6 à 8 sur les plaques de liquation à une faible distance l'un de l'autre. Les intervalles laissés entre les pains sont remplis de charbon de bois, et ces derniers sont également recouverts avec du charbon; on applique ensuite sur celui-ci et latéralement des plaques de tôle munies de trous pour le tirage.

En faisant un feu de bois dans la rigole, on allume le charbon. Sous l'influence de l'élévation de la température, qui doit être réglée avec beaucoup de soin, le plomb argentifère se sépare du cuivre des pains de liquation, s'écoule par la fente dans la rigole et arrive finalement dans la fosse à plomb, qui se trouve à son extrémité. Le plomb ainsi séparé porte le nom de *plomb de liquation*, tandis que les morceaux de l'alliage solide qui restent sont appelés *gâteaux* ou *carcasses de liquation* (*Kienstöcke*). Comme pendant la liquation l'accès de l'air ne

peut pas être complètement empêché, il se forme aussi un mélange fondu d'oxyde de plomb et de protoxyde de cuivre, auquel on donne le nom de *crasses* ou *épines de liquation*. La quantité de ces dernières est d'autant plus grande que la température à laquelle s'est effectuée la liquation était plus élevée. Lorsque le plomb cesse de couler, l'opération est terminée. On retire alors les charbons qui se trouvent entre les carcasses et on refroidit celles-ci en les arrosant avec de l'eau. Le plomb de liquation contient 2 à 3 p. 100 de cuivre, tandis que les carcasses retiennent 25 à 35 p. 100 de plomb. De la teneur en argent des pains de liquation, il passe, en bonne marche, 87 p. 100 dans le plomb de liquation tandis que 13 p. 100 restent dans les carcasses.

Lorsque le plomb liquaté offre une teneur suffisante en argent, il va à la coupellation. Dans le cas contraire, il rentre dans la fonte d'emplombage.

Afin de désargenter et de déplomber les carcasses, on les soumet au *ressuage oxydant*. Les épines de liquation sont ajoutées lors du raffinage du cuivre ou fondues pour *pains de liquation de crasses* (*Krätzfrischstücke*) avec d'autres produits secondaires de la liquation.

Ressuage oxydant.

Le *ressuage oxydant* est une continuation de la liquation et il a pour but de dépouiller aussi complètement que possible les carcasses du plomb et de l'argent qu'elles renferment.

On pourrait aussi atteindre ce but en continuant la liquation. Mais comme le travail sur la sole de liquation est très-coûteux, on préfère avoir recours au *ressuage oxydant*, effectué dans des fours à réverbère de plus grandes dimensions que les soles de liquation. Ces fours donnent une plus grande production que celles-ci et exigent moins de combustible et ce dernier peut être employé à l'état brut. Comme dans les fours à réverbère l'accès de l'air n'est pas exclu, on obtient le plomb en majeure partie à l'état oxydé. Cependant, cette oxydation se produirait aussi si les carcasses étaient traitées sur la sole de liquation, parce que dans ce cas une haute température, favorisant l'oxydation du plomb et du cuivre, est également nécessaire pour le *ressuage* des carcasses.

Le *four de ressuage* est un four à réverbère, dans le laboratoire duquel sont établis plusieurs murs parallèles, dits banquettes de *ressuage*. Entre celles-ci se trouvent des canaux, dits rigoles de *ressuage*, dont la sole est en brasque ou formée de plaques de fonte et présente une pente vers le côté antérieur du four. Chaque rigole est en communication avec un carneau de tirage ménagé dans la paroi postérieure du four et qui débouche dans une cheminée. Le chauffage est effectué au moyen d'un feu de bois allumé dans les rigoles ou sur les grilles qui se trouvent de chaque côté du laboratoire. Le côté antérieur de ce dernier est formé par une porte qui peut être relevée ou abaissée dans des coulisses en fer.

Les figures 307 et 308 représentent un four de *ressuage* avec grilles pour le chauffage. *p, p* sont les deux grilles, *a, a* les banquettes de *ressuage*, *b, b* les rigoles; *c* est la sole de celles-ci, *d* la porte à coulisses, *h, h* les carneaux de tirage.

Les carcasses sont placées sur les banquettes, de façon à ce qu'elles laissent entre elles des intervalles, par lesquels l'air chaud puisse passer.

On remplit avec des morceaux de carcasses cassées jusqu'à la voûte plate du four l'espace resté libre, et en faisant également en sorte que l'air puisse circuler

librement entre les morceaux. On abaisse ensuite la porte et dans les rigoles ou sur les grilles on allume un feu de bois, que l'on augmente peu à peu. Du plomb coule d'abord, mais au bout de peu de temps il est remplacé par un mélange d'oxyde de plomb et d'oxyde de cuivre, dit *Darrost* — *rouille de ressuage*, qui se rassemble dans les rigoles, où il se solidifie et en est retiré de temps en temps.

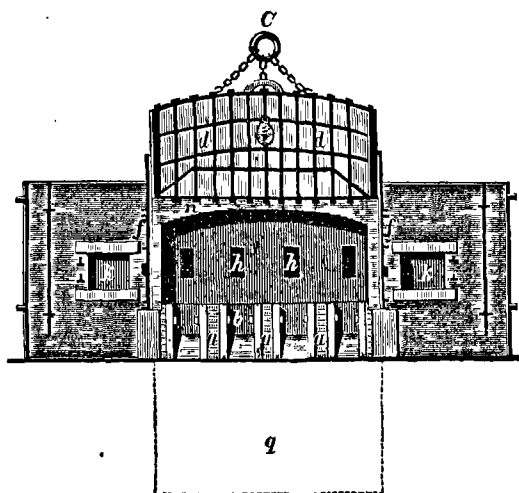


Fig. 307. — Four de ressuage; vue antérieure.

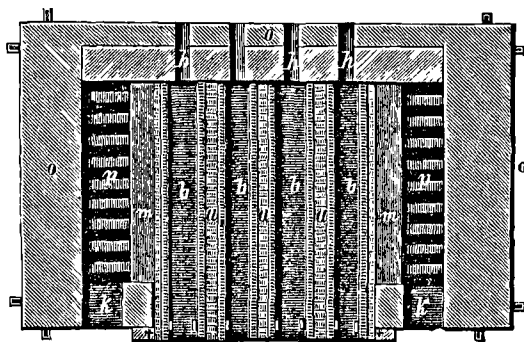


Fig. 308. — Four de ressuage; coupe horizontale.

Le ressuage oxydant, comme la liquation, repose sur ce fait que le point de fusion du plomb est plus bas que celui du cuivre, ce qui fait que le plomb s'écoule goutte à goutte de la surface des carcasses à l'état métallique ou à l'état oxydé. Le plomb qui reste, se remet, comme le dit *Karsten*, en équilibre avec toute la masse du cuivre, équilibre qui est de nouveau rompu par l'écoulement de nouveau plomb, et ainsi de suite.

La *rouille de ressuage* contient 75 à 85 p. 100 d'oxyde de plomb et 4 à 8 p. 100 d'oxyde de cuivre, avec des quantités variables d'acide silicique et d'alumine provenant de la maçonnerie et de la sole du four. On nomme *Darlinge*

— *carcasses de ressuage* — les portions de carcasses de liquation restées à l'état solide. Celles-ci, une fois le ressuage terminé (il dure environ 24 heures), sont retirées du four encore rouges et placées dans un bassin rempli d'eau. Lorsqu'elles sont refroidies, on en détache la croûte qui les recouvre à l'aide d'un pic, si tant est que le refroidissement rapide n'ait pas fait tomber celle-ci. Cette croûte est un mélange argentifère d'oxyde de plomb et de protoxyde de cuivre ; on la désigne sous le nom de *Pickschiefer* — *écailles de ressuage*.

La rouille et les écailles de ressuage sont fondues pour plomb d'œuvre cuprifère dans des fours à manche.

Les carcasses de ressuage renferment encore en moyenne 15 p. 100 de plomb. Elles sont raffinées. Dans ce raffinage, la majeure partie du plomb est volatilisée.

La liquation, à cause des pertes en métaux qu'elle entraîne et du long temps qu'elle exige pour son exécution, est actuellement généralement remplacée par la voie humide ou la voie électrométallurgique.

d. — Préparation du plomb d'œuvre avec d'autres produits métallurgiques.

Les autres produits métallurgiques argentifères avec lesquels le plomb d'œuvre peut être préparé sont : les crasses cuprifères et argentifères dites *Schlicker* — *écumes cuprifères*, — les oxydes riches de la désargentation du plomb d'œuvre par le zinc, les litharges riches en argent, les fonds de coupelles, les abstrichs, les abzugs, les crasses riches du raffinage de l'argent, les scories riches en argent, les fumées ou poussières argentifères, différents produits intermédiaires argentifères qui sont obtenus par la voie humide ou la voie électrométallurgique, comme les schlamms ou boues argentifères de la lixiviation par l'acide sulfurique, le sulfate d'argent, les schlamms d'anodes.

Tous ces produits intermédiaires, à l'exception de ceux qui sont riches en argent, sont traités avec des minerais d'argent ou des minerais de plomb argentifères ou des mattes argentifères. Les produits riches en argent sont traités par imbibition dans le bain de plomb du four de coupellation.

Ces opérations sont en tout semblables à celles de même nature qui ont été décrites précédemment.

B. — ENRICHISSEMENT DE L'ARGENT DANS LE PLOMB D'ŒUVRE.

L'argent peut être enrichi dans le plomb argentifère par élimination partielle du plomb par coupellation, au moyen du pattinsonnage et à l'aide du zingage.

L'enrichissement du plomb en argent *avant la coupellation*, peut avoir lieu soit par le pattinsonnage, soit par le zingage. Par ces deux procédés, le plomb argentifère est décomposé en plomb marchand et en une petite quantité d'un alliage plomb-argent ou d'un alliage zinc-argent.

La teneur en argent avec laquelle le plomb peut encore être coupellé avantageusement sans enrichissement préalable dépend évidemment de conditions locales et du prix de l'argent et du plomb. (Un plomb d'œuvre avec moins de 0,12 p. 100 d'argent n'est plus, en général, considéré comme bon à coupeller.)

Mais, abstraction faite de cas particuliers, on décomposera aussi du plomb riche en argent en plomb pauvre et un alliage riche en argent, parce que dans les deux méthodes d'enrichissement on obtient directement du plomb marchand,

tandis que la coupellation donne le plomb sous forme d'oxyde, qui ne peut être révivifié, c'est-à-dire réduit en plomb, qu'avec des pertes considérables de métal.

Le *procédé Pattinson* ou le *pattinsonnage* est basé sur la décomposition du plomb d'œuvre en cristaux pauvres en argent et un liquide riche en ce dernier métal au moyen d'un refroidissement du plomb d'œuvre fondu, mais l'enrichissement de l'argent dans le plomb peut être poussé tout au plus jusqu'à 2,5 p. 100.

Le *procédé par le zinc* ou le *zingage* repose sur la séparation de l'argent du plomb argentifère à l'aide du zinc, opération dans laquelle on obtient un alliage ternaire de plomb, de zinc et d'argent et du plomb pauvre. L'alliage ternaire fournit, après qu'on en a éliminé le zinc, un alliage plomb-argent, dont la teneur en métal précieux n'est pas restreinte dans des limites aussi basses que celle de l'alliage plomb-argent donné par le pattinsonnage.

Le zingage fournit le plomb marchand en un temps beaucoup plus court et avec une pureté beaucoup plus grande que le pattinsonnage, il extrait plus complètement l'argent et le plomb, il permet un enrichissement plus grand de l'argent dans le plomb ou le zinc et il est moins coûteux que le procédé Pattinson.

On emploiera donc exclusivement le zingage pour l'enrichissement de l'argent dans une petite quantité d'alliage et le pattinsonnage seulement dans les localités où les conditions locales forcent à faire une exception. Naturellement, cette règle n'est applicable que tant que le prix du zinc se tient dans des limites raisonnables. Si le zinc atteint un prix exagéré, le procédé Pattinson peut alors être plus avantageux que le zingage.

Pattinsonnage ou cristallisation.

Ce procédé, découvert par Pattinson, en 1833, est basé sur la propriété que possède le plomb argentifère fondu de se décomposer, lorsqu'on le laisse se refroidir lentement, en une partie liquide riche en argent et une partie solide pauvre en argent, qui est formée de cristaux. La partie riche en argent peut par refroidissement être dédoublée en une partie liquide encore plus riche en métal précieux et en cristaux plus pauvres. En traitant encore de la même manière la partie riche en argent, on peut porter sa teneur en ce dernier métal jusqu'à 2,5 p. 100. Au-delà de cette limite, un enrichissement n'est plus possible, parce que les cristaux et le liquide ne se laissent plus séparer nettement et possèdent à peu près la même teneur en argent.

Si l'on fond les cristaux pauvres, le liquide obtenu peut aussi être décomposé en cristaux plus pauvres et en un liquide plus riche.

Cependant, pour des raisons économiques, on ne pousse pas l'appauvrissement des cristaux en argent au-dessous d'une teneur de 0,001 p. 100.

D'après cela, on peut, à l'aide du procédé Pattinson, dont la théorie n'est pas encore suffisamment établie, décomposer le plomb d'œuvre en une partie riche en argent contenant jusqu'à 2,5 p. 100 de métal précieux et en une partie pauvre renfermant 0,001 p. 100 d'argent.

La limite de la teneur en argent jusqu'à laquelle le plomb d'œuvre peut encore être soumis avantageusement au pattinsonnage dépend de conditions locales. En général, on admet comme teneur-limite le chiffre 0,009 p. d'argent.

L'emploi du procédé Pattinson exige un plomb pur et l'observation d'une température déterminée.

Les impuretés du plomb (Cu, Ni, As, Sb) entravent la formation des cristaux et font adhérer le liquide (liquide-mère, plomb-mère) à ces derniers, auxquels il reste suspendu, de telle sorte que la préparation d'un plomb pauvre est rendue très-difficile. — Le cuivre passe partie dans les cristaux, partie dans le liquide ; l'arsenic passe plus dans les cristaux, tandis que c'est surtout dans le liquide que passent l'antimoine et le nickel.

Le plomb impur (As, Sb, Sn) doit donc être raffiné avant le pattinsonnage, et si sa teneur en cuivre est élevée, il doit être soumis à une liquation avant le raffinage. Ces opérations ont déjà été décrites dans le chapitre de la Métallurgie du plomb (p. 396 et 404). Lorsqu'on a affaire à des plombs plus purs, le cuivre se sépare à la surface, après leur fusion, sous forme d'un alliage de plomb et de cuivre (écumes cuprifères). De petites quantités d'arsenic et d'antimoine peuvent être éliminées par perchage du plomb fondu, ces corps passant dans les écumes.

Pour maintenir la température requise, on doit fondre le plomb en grandes masses, parce que, autrement, on n'est pas maître de la température.

Si celle-ci est trop élevée, il n'y a pas en général de formation de cristaux, tandis qu'à une température trop basse, les cristaux ne se laissent plus séparer nettement. C'est pour cela qu'on fond en une seule fois, dans des chaudières en fonte, 10 à 20 tonnes de plomb d'œuvre.

En conduisant convenablement l'opération, on peut transformer en cristaux une quantité de plomb aussi grande que l'on veut. Dans la pratique, le partage du plomb en cristaux et en liquide, dit *liquide-mère*, se fait de deux manières différentes : l'une est appelée *système par tiers*, l'autre *système par huitièmes*. Dans le premier système, on sépare, sous forme de cristaux, $\frac{2}{3}$ du volume du plomb fondu et $\frac{1}{3}$ sous forme de liquide-mère, tandis que dans le second système, on sépare $\frac{7}{8}$ du volume du plomb d'œuvre fondu sous forme de cristaux et $\frac{1}{8}$ sous forme de liquide-mère.

Si l'on opère d'après le système par tiers, la teneur en argent du plomb enrichi par une cristallisation devient le double de celle du plomb traité, et si c'est d'après le système par huitièmes que l'on travaille, elle devient trois fois plus grande. C'est pour cela que l'on emploie le système par huitièmes pour les plombs d'œuvre pauvres et le système par tiers pour les plombs d'œuvre riches.

Indépendamment de ces systèmes, il en existe encore d'autres ; il y a, par exemple, une combinaison des systèmes par huitièmes et par tiers, ainsi que le *système par tiers avec cristaux intermédiaires*.

Dans ce dernier système, on sépare le contenu de la chaudière en plus de deux parties, ordinairement en trois, c'est-à-dire en cristaux pauvres, en cristaux intermédiaires plus riches en argent et en liquide-mère, et on décompose ensuite chacune de ces parties séparément.

Le pattinsonnage est effectué dans des vases en fonte ou en acier coulé.

La *séparation des cristaux d'avec le liquide* se fait soit en retirant ces derniers des vases à cristallisation par travail manuel, soit en soutirant le liquide. Dans le premier cas, le liquide-mère reste dans les vases, tandis que, dans le second, ce sont les cristaux qui restent.

La formation des cristaux dans le liquide et la séparation de ce dernier d'avec

les premiers peuvent être favorisées par agitation des masses à l'aide d'appareils de brassage ou par une injection de vapeur d'eau.

Suivant la manière dont les cristaux et le liquide-mère sont séparés l'un de l'autre, nous avons à distinguer :

1. Le procédé dans lequel les cristaux sont enlevés et les liquides puisés, ou *pattinsonnage ordinaire*.

2. Le procédé dans lequel les cristaux sont laissés dans la chaudière et les eaux-mères soutirées ou *procédé par soutirage*.

Le pattinsonnage ordinaire n'est ordinairement effectué que par travail manuel, tandis que dans le procédé par soutirage on emploie des appareils mécaniques de brassage ou la vapeur d'eau.

Les frais du pattinsonnage ordinaire sont plus élevés que ceux du second procédé. C'est pour cela qu'actuellement le procédé ordinaire n'est plus employé qu'exceptionnellement.

Pattinsonnage ordinaire.

Le traitement du plomb d'œuvre par le pattinsonnage ordinaire est effectué dans des chaudières en fonte hémisphériques. Celles-ci ont ordinairement un diamètre de 1^m,50 à 2^m,20, une profondeur de 0^m,89 à 0^m,94 et une épaisseur de parois de 33 à 78^{mm} au fond, de 26 à 25^{mm} à la partie supérieure, et elles contiennent 10 à 15 tonnes de plomb.

Les chaudières sont habituellement suspendues par leur bord supérieur, muni d'une saillie, sur une couronne en fer reposant sur la maçonnerie du four.

Les figures 309 à 311 représentent la disposition des chaudières qui étaient autrefois employées à l'usine de Lautenthal, dans le Harz, pour le pattinsonnage par travail manuel ; ces chaudières contiennent 12,5 tonnes de plomb.

K, K sont les chaudières et A, A les grilles qui leur correspondent. La flamme, produite par combustion de houille sur la grille, chauffe d'abord le fond de la chaudière, monte ensuite par l'ouverture *o* dans le canal annulaire *v* ménagé dans le mur *m*, puis parcourant ce canal, elle contourne la partie supérieure de la chaudière, arrive à l'extrémité de *v*, d'où elle pénètre par *y* dans le canal horizontal *z* et de ce dernier dans la cheminée ou dans un conduit commun aboutissant à la cheminée.

Suivant la manière dont on opère le partage du plomb fondu en liquide-mère et cristaux, on établit les unes à côté des autres jusqu'à 24 chaudières, qui forment ce qu'on appelle une *batterie*.

Le plomb chargé dans les chaudières est d'abord fondu. On enlève ensuite les crasses qui se séparent à la surface du bain métallique (crasses ou écumes cuprifères). Si c'est nécessaire, on fait encore subir au plomb une nouvelle épuration au moyen d'un *perchage*. Lorsque le plomb est ainsi dépouillé de ses impuretés, on enlève le feu de la grille (que l'on transporte ordinairement sur la grille de la chaudière voisine) et on arrose avec précaution le bain métallique avec de l'eau. Par suite du refroidissement lent ainsi produit, il se forme sur le bord et à la surface du bain des croûtes, que l'on réincorpore dans ce dernier, afin d'obtenir un refroidissement uniforme. Dès que la surface du bain est devenue inégale et que la masse liquide a pris la consistance d'une bouillie, la formation des cristaux est commencée, et alors on commence à puiser ces derniers. Le puisage est effectué par deux ou quatre ouvriers, qui se servent pour cela d'une écumoire en fer.

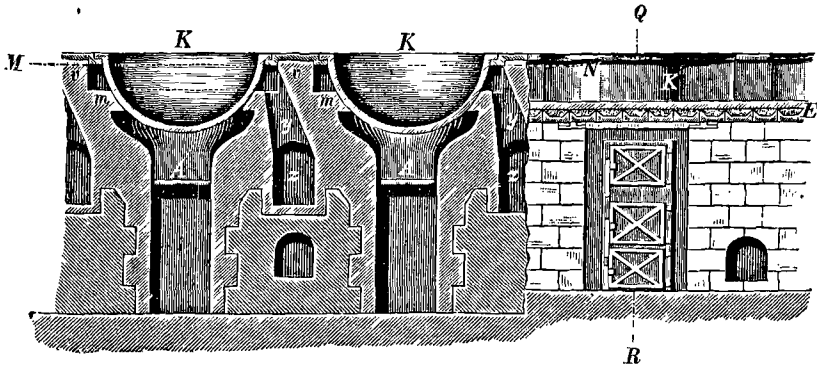


Fig. 309. — Chaudières de pattinsonnage pour l'enrichissement du plomb d'œuvre (ancien dispositif de l'usine de Lautenthal); coupe verticale suivant la ligne ST de la figure 310 et vue antérieure.

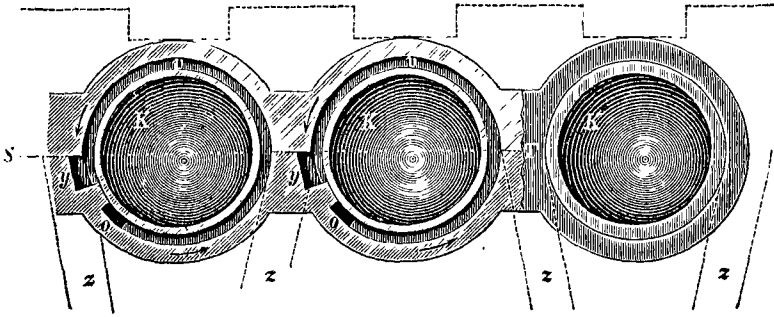


Fig. 310. — Chaudières de pattinsonnage; coupe horizontale suivant la ligne MN de la figure 309.

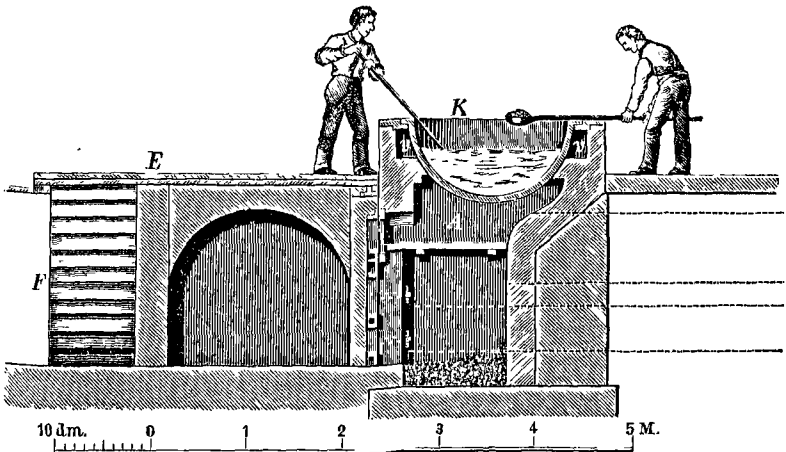


Fig. 311. — Chaudière de pattinsonnage ; coupe verticale par la ligne QR de la figure 309.

Suivant que l'on procède d'après la méthode par tiers ou la méthode par huitièmes, on puise $\frac{2}{3}$ ou $\frac{7}{8}$ du contenu de la chaudière en cristaux. On détermine le volume des cristaux puisés à l'aide d'une échelle rectangulaire placée sur le bord de la chaudière.

Le tiers ou le huitième enrichi de la charge primitive de la chaudière qui reste dans celle-ci est, si l'on opère d'après la méthode par tiers, transporté dans la chaudière voisine, ou, si c'est d'après la méthode par huitièmes que l'on travaille, on verse, si c'est nécessaire, le huitième restant dans des moules.

Les cristaux obtenus sont de petits octaèdres allongés, qui ne s'étant développés que dans une seule direction offrent l'aspect de longues pyramides quadrangulaires.

Aux cristaux versés dans la chaudière voisine, on ajoute maintenant du plomb de la même teneur en argent en quantité suffisante pour que la chaudière ait une charge complète. Il faut par conséquent ajouter $\frac{1}{3}$ d'une charge en plomb, si l'on emploie le système par tiers, et $\frac{1}{8}$ seulement si c'est d'après le système par huitièmes que l'on opère. Au liquide-mère resté dans la chaudière, il faut ajouter $\frac{2}{3}$ ou (avec le système par huitièmes) $\frac{7}{8}$ d'une charge en plomb de la même teneur en argent. Cela fait, on procède avec les charges ainsi rétablies de la même manière qu'avec le plomb d'œuvre chargé en premier lieu.

Si l'on emploie le système par tiers, on a toujours, lorsque le travail est en marche normale, la quantité totale du plomb argentifère dans les chaudières, dont le nombre va jusqu'à 15.

Si l'on a à sa disposition du plomb de différentes teneurs en argent, les charges complètes des chaudières peuvent être facilement obtenues. S'il n'en est pas ainsi, il faut, comme dit le métallurgiste, amener les batteries au niveau normal ou le plus bas en préparant par surcristallisation de différentes quantités de plomb des plombs différents avec la teneur en argent nécessaire. En marche normale, on introduit le plomb d'œuvre d'une teneur en argent déterminée dans la première chaudière et on obtient du plomb pauvre à une extrémité de la batterie et du plomb riche avec une teneur déterminée en argent à l'autre extrémité.

Dans le système par huitièmes, on travaille avec 2 à 6 chaudières. Ce système ne permet pas, comme celui par tiers, d'opérer sans interruption sur le plomb avec la même teneur en argent. On est alors forcé de préparer de temps en temps en grandes quantités la matière nécessaire pour les charges de teneurs différentes en argent. Lorsque cette matière, désignée sous le nom de réserves, est en quantité suffisante, on peut pendant un certain temps travailler pour plomb pauvre et plomb riche, après quoi on recommence le traitement pour réserves.

Le système par huitièmes, bien qu'il n'exige qu'un petit nombre de chaudières et qu'il permette d'arriver au plomb riche plus rapidement que le système par tiers, a par suite cet inconvénient, qu'on ne peut pas retraiter immédiatement une partie du plomb (de teneur moyenne en argent) obtenue dans les différentes fusions, mais qu'on est obligé de le conserver jusqu'à ce qu'il s'en soit accumulé les quantités nécessaires pour le chargement des chaudières.

Pour faciliter l'intelligence du pattinsonnage manuel, nous donnons plus loin une représentation schématique du système par tiers pour la désargentation de plomb raffiné de Freiberg tenant 0,02 p. 100 d'argent, avec emploi d'une batterie de 14 chaudières. Nous supposons que l'on a à sa disposition du plomb de différentes teneurs en argent pour compléter la charge des chaudières.

La marche suivie dans la pratique présente de nombreuses divergences avec ce schéma, aussi bien au point de vue du choix de la chaudière qui reçoit la première charge que du nombre des cristallisations et du nombre des chaudières mises en même temps en travail. Le choix de la chaudière chargée en premier lieu et le nombre des cristallisations nécessaires dépendent de la teneur du plomb en argent. Avec des plombs riches, le plomb d'œuvre primitif est chargé dans la troisième ou la quatrième chaudière (comptée à partir de l'extrémité gauche de la série), de sorte qu'avec un petit nombre de cristallisations (et de transports des liquides-mères vers la gauche), on obtient du plomb d'œuvre riche. Un grand nombre de cristallisations est au contraire nécessaire pour l'obtention du plomb pauvre (dans la dernière chaudière de droite).

Avec des plombs pauvres en argent, on obtient au contraire plus rapidement du plomb pauvre.

On ne met que rarement *simultanément* en travail toutes les chaudières à numéros pairs ou à numéros impairs d'une batterie, parce que ordinairement on n'a pas à sa disposition les grandes quantités de plomb d'œuvre nécessaires pour cela et qu'en outre il faut un nombreux personnel pour le service de la batterie. C'est pour cela qu'ordinairement la cristallisation n'est effectuée que dans un nombre restreint de chaudières et est ensuite continuée avec un nombre égal de chaudières qui reçoivent peu à peu leur charge complète.

Pour contrôler la marche de l'opération, il faut déterminer de temps en temps la teneur en argent du contenu des différentes chaudières. Si cette détermination montre que la teneur en métal précieux diminue trop irrégulièrement en allant vers la chaudière pauvre, il faut, avant de recommencer la cristallisation, faire repasser le contenu de chaque chaudière dans la chaudière précédente à partir de la chaudière pauvre jusqu'à la première chaudière au moins.

Comme on l'a déjà dit, on ne descend pas, pour des raisons économiques, au-dessous d'une teneur en argent 0,002 p. 100 pour le plomb pauvre. Ce n'est que lorsqu'on prépare du plomb d'essai, opération qui est pratiquée dans une batterie de 24 chaudières, que l'on va jusqu'à l'élimination complète de l'argent.

Lorsqu'on emploie le *système par huitièmes*, on travaille avec des batteries de 2 à 6 chaudières, mais le plus souvent de 2. Plusieurs de ces batteries fonctionnent alors en même temps, de sorte qu'on a toujours sous la main du plomb de différentes teneurs en argent pour compléter les charges.

Lorsqu'on emploie une batterie de 2 chaudières, on enlève, quand le plomb est fondu, 7/8 de cristaux, que l'on porte dans la seconde chaudière, tandis que le liquide est versé dans des lingotières. Aux 7/8 de cristaux, on ajoute 1/8 de plomb de même teneur argent, pris sur les réserves, on fond la charge ainsi complétée et on fait ensuite passer 7/8 de cristaux dans la première chaudière, tandis que le liquide-mère est versé dans des lingotières et passé aux réserves. On répète ces différentes opérations jusqu'à ce qu'on ait obtenu du plomb suffisamment désargenté. Le plomb enrichi en argent que l'on a mis de côté est amené à la teneur en argent désirée, dès qu'on en a des quantités suffisantes pour des charges complètes. Aux 7/8 de cristaux, qui ont été puisés, on ajoute encore du plomb des réserves de la même teneur en argent.

Lorsqu'on emploie cette méthode, il faut, pour se procurer les quantités nécessaires de plomb avec les teneurs en argent exigées, effectuer un nombre correspondant de cristallisations avec du plomb d'œuvre primitif.

A l'usine dite *Binsfeldhammerhütte, près Stolberg* (Provinces rhénanes), on trai-

fait autrefois d'après cette méthode du plomb d'œuvre avec 0,05 p. 100 d'argent pour plomb riche à 1-1,5 p. 100 d'argent et plomb pauvre 0,001 p. 100.

Comme produits du pattinsonnage, on obtient du plomb riche, du plomb pauvre, des écumes cuprifères et des crasses argentifères.

Les *écumes cuprifères* et les *crasses argentifères* sont ajoutées lors du traitement des minerais et des mattes. Les premières sont aussi soumises à un ressuage et fournissent alors du plomb argentifère et des écumes de ressuage. Comme ces dernières renferment du cuivre, on les ajoute lors du traitement des mattes ou on les fond pour plomb d'œuvre et matte avec de la galène ou de la pyrite.

Les crasses argentifères pauvres sont ajoutées lors de la fonte de minerais de plomb pauvres en argent ou traitées pour plomb marchand avec des produits intermédiaires pauvres en argent (litharges pauvres) ou seules.

La pureté et la teneur en argent du plomb traité, ainsi que le pouvoir calorifique des combustibles employés, n'exercent qu'une faible influence sur les résultats fournis par le pattinsonnage.

Ainsi, à l'usine *Friederichshütte*, près *Tarnowitz*, où l'on traitait autrefois le plomb d'œuvre tenant 0,094 à 0,125 p. 100 d'argent par le procédé Pattinson, d'après le système par tiers, dans une batterie de 14 chaudières avec une charge de 15 tonnes dans la troisième ou la quatrième chaudière, on retirait de 100 parties de plomb d'œuvre 84,21 parties de plomb pauvre à 0,001 p. 100 d'argent et 12,62 parties de plomb riche avec 0,88 p. 100 d'argent. La perte en plomb s'élevait à 3,17 p. 100. La dépense en combustible s'élevait pour 5 tonnes de plomb d'œuvre primitif à 0,814 t. de menu de houille et à 16,93 hectolitres de coke menu ¹.

Au *Harz Supérieur*, on traitait autrefois d'après le système par tiers du plomb d'œuvre avec une teneur moyenne en argent de 0,14 p. 100 ; on chargeait 12,5 t. de ce plomb dans la troisième chaudière d'une batterie de 13 et l'on obtenait du plomb riche tenant 0,7 à 0,8 p. 100 d'argent et du plomb pauvre avec 0,001 p. 100 de métal précieux. A l'usine de Lautenthal, d'après *Strauch*, on employait pour 5 tonnes de plomb pattinsonné 118 fagots et 1,365 t. de houille.

Suivant *Grüner*, la perte en plomb dans le pattinsonnage manuel s'élève à 2 p. 100 et à 3-6 p. 100 y compris celle qui se produit pendant le raffinage du plomb avant le pattinsonnage. D'après le même auteur, la consommation en combustible (houille et coke menu) est de 20 à 25 p. 100 du poids du plomb d'œuvre primitif.

Dans toutes les usines du Continent, celles de Freiberg exceptées, le pattinsonnage manuel est maintenant remplacé par le zingage. Aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord, qui dans ces derniers temps ont fait de si grands progrès dans le traitement du plomb argentifère, ce procédé n'est pas généralement employé.

A *Freiberg*, le pattinsonnage est combiné avec le zingage. Cette combinaison est nécessitée par la présence de bismuth dans les plombs argentifères. L'ancienne méthode d'appauvrissement du plomb à 0,001 p. 100 d'argent à l'aide du pattinsonnage a également cessé d'être appliquée, le plomb n'étant actuellement appauvri qu'à 0,10 p. 100 et étant ensuite soumis à une nouvelle désargentation par le zinc.

Procédé par soutirage.

Dans ce procédé, le travail manuel est en majeure partie remplacé par la force

¹ Teichmann, *Preuss. Zeitschrift*, XV, 44.

mécanique ou par la force directe de vapeur d'eau en tension. La fusion et la cristallisation n'ont pas lieu, comme dans le pattinsonnage ordinaire, dans le même vase, mais dans des vases différents. Suivant la manière dont les masses sont brassées dans les vases à cristallisation, on distingue :

1. Le pattinsonnage mécanique, dans lequel le brassage des masses est effectué à l'aide de machines, et

2. Le procédé Rozan, dans lequel le brassage est produit au moyen de vapeur d'eau en tension.

Pattinsonnage mécanique.

Le dispositif nécessaire pour la mise en pratique de ce procédé a été imaginé il y a 48 ans par *Boudehen* et appliqué à *Rouen* et à *Stolberg*. Il se compose d'une ou deux chaudières pour la fusion et de la chaudière à cristallisation.

La chaudière pour la fusion est placée à un niveau plus élevé que celle pour la cristallisation et elle ne se distingue de la chaudière Pattinson ordinaire que par un tuyau de fond que l'on peut fermer ou ouvrir à l'aide d'un registre à levier et par lequel on fait écouler le plomb liquide dans la chaudière à cristallisation. S'il y a deux chaudières pour la fusion, elles sont établies l'une à côté de l'autre, à la même hauteur.

Les figures 312 et 313 représentent la disposition de la chaudière à cristallisation. C'est un cylindre vertical en fonte *z*, de 1^m,26 de hauteur et de 0^m,94 de diamètre, qui est chauffé par la chaleur perdue du foyer de la chaudière de fusion. Le registre *s* étant ouvert, les gaz du foyer en question arrivent par le canal *h* sous la chaudière. Si ces gaz ne doivent pas être utilisés, on ferme le canal *h*, à l'aide du registre *s*, et ils s'échappent directement dans la cheminée.

Dans le cylindre *z* sont établis deux appareils agitateurs, qui se meuvent en sens inverse. L'un est un cadre *r* en fonte, muni de bras très-courts, qui est fixé à un arbre *w* vertical et creux, s'élevant jusqu'à la partie supérieure du cylindre. L'autre est un arbre massif *m* qui traverse l'arbre creux *w* et s'appuie sur le fond du cylindre ; cet arbre est muni d'une série de bras superposés *x*, qui s'étendent jusque dans le voisinage de la périphérie du cadre *r*. Les deux arbres sont mis en mouvement au moyen de roues dentées. La partie supérieure du cylindre peut être fermée à l'aide d'un couvercle mobile *y*. Au-dessus de ce couvercle, se trouvent les tubes *i*, *i*, par lesquels peuvent se dégager les vapeurs de plomb. Le fond du cylindre est muni de deux tubes *n*, *n*, pourvus de registres à levier et qui servent pour écouler le plomb liquide ou les liquides-mères dans des lingotières *g*. De ces dernières, le plomb solidifié est enlevé par une grue et peut à l'aide de celle-ci être chargé directement dans la chaudière de fusion. Pour l'arrosage de la surface du bain métallique avec de l'eau froide, il existe au-dessus du couvercle un vase *l*, muni d'une gouttière annulaire.

L'opération est conduite de la manière suivante :

Le plomb est d'abord liquéfié dans les chaudières de fusion et il est ensuite écoulé dans la chaudière à cristallisation chauffée, comme il a été dit par les gaz du foyer de la première chaudière ; cela fait, on supprime l'arrivée de ces gaz (en fermant le registre *s* (fig. 312). Afin d'obtenir un refroidissement plus rapide, on ajoute encore au contenu du cylindre une certaine quantité de plomb non fondu. On recouvre ensuite le bain métallique avec des morceaux de coke, on met l'appareil agitateur en mouvement et l'on dirige sur le bain un mince filet d'eau. La force employée pour mouvoir l'agitateur doit être augmentée à

mesure que le bain devient plus épais, par suite de la séparation des cristaux. Au bout de 1 heure à 1 heure 1/2 (avec une charge de 10 t. de plomb d'œuvre et une charge supplémentaire de 4 t.), le plomb est soutiré. Aux cristaux restés dans la chaudière, on ajoute une quantité de plomb de la teneur en argent de ceux-ci correspondant à la quantité du plomb soutiré. Par ce plomb, tenu tout prêt à l'état liquide dans la chaudière de fusion, les cristaux sont liquéfiés sans chauffage particulier. On remet donc l'agitateur en mouve-

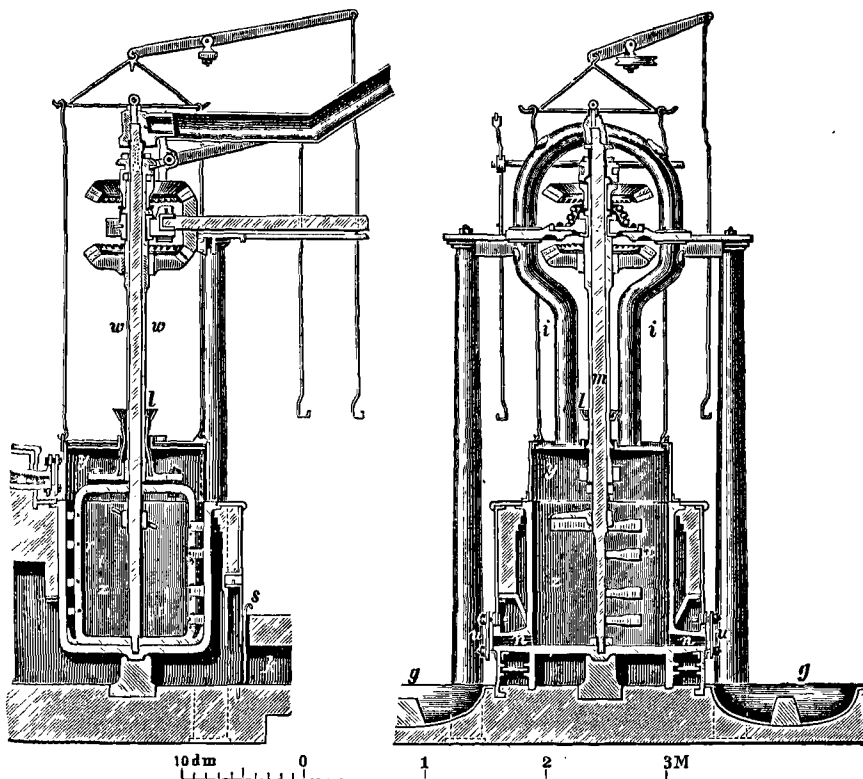


Fig. 312.

Appareil Bouchehen pour le pallinonnage mécanique.

Fig. 313.

ment et on l'y maintient, jusqu'à ce que la cristallisation ait atteint le degré désiré. On soutire ensuite le liquide-mère, puis on ajoute aux cristaux restés dans le cylindre du plomb de même teneur en argent que ces derniers et en quantité suffisante pour une charge complète, et on continue ainsi jusqu'à ce qu'on ait obtenu du plomb pauvre. Le plomb riche est traité de la même manière, jusqu'à l'obtention de liquides-mères de la teneur en argent désirée.

Naturellement, dans ce procédé, il est nécessaire d'avoir à sa disposition des provisions de plomb avec les teneurs en argent les plus différentes, afin de pouvoir en ajouter aux cristaux pour compléter les charges de la chaudière.

Dans ce procédé, on opère généralement d'après le *système par tiers*, en lais-

sant dans la chaudière à cristallisation $\frac{2}{3}$ de la charge en cristaux et soutirant $\frac{1}{3}$ de liquide-mère.

A *Rouen*, où le procédé était autrefois en usage, on effectuait en 24 heures, suivant *Grüner*, 10 à 12 cristallisations avec des charges de 9 à 12 tonnes et une force motrice de 8 à 12 chevaux. La teneur en argent du plomb d'œuvre primitif s'élevait à 0,04 p. 100. On consommait en houille pour la fusion 15 à 16 p. 100 du poids du plomb d'œuvre à désargenter et pour l'opération tout entière, y compris la force motrice, 25 p. 100.

A *Holzappel*, où le procédé était également autrefois employé, on préparait du plomb riche tenant 2,4 p. 100 d'argent et du plomb pauvre avec une teneur en argent de 0,0036 p. 100.

Le procédé qui vient d'être décrit est beaucoup moins coûteux, que le pattinsonnage manuel, mais il l'est plus que le procédé Luce et Rozan, et plus encore que le zingage. C'est pour cela qu'il a aussi été remplacé par ce dernier et que maintenant il n'est guère employé.

Procédé Luce-Rozan.

Le procédé imaginé par *Luce* et *Rozan* repose sur l'emploi de vapeur d'eau en tension pour le brassage du bain métallique. Comme par l'injection de vapeur d'eau dans les masses fondues, le plomb est mis en contact multiple avec l'air atmosphérique, le bain est refroidi assez rapidement et il y a en même temps séparation d'éléments étrangers, de cuivre surtout, autant du moins que cela est possible à la température peu élevée du plomb fondu. On peut, par conséquent, traiter directement par le procédé Luce-Rozan certains plombs qui ont besoin d'être raffinés avant d'être soumis au pattinsonnage ordinaire. Les plombs qui ne renferment pas plus de $\frac{2}{3}$ p. 100 d'impuretés sont les plus convenables pour ce procédé. S'ils sont plus impurs, il vaut mieux les soumettre à un raffinage préalable.

Les appareils employés dans ce procédé se composent d'une ou deux chaudières de fusion placées l'une à côté de l'autre et d'une chaudière de cristallisation établie au-dessous des premières. La chaudière de fusion, de même que celle de cristallisation ont chacune leur foyer particulier. Cette dernière est disposée comme la chaudière de cristallisation du pattinsonnage mécanique, seulement, au lieu de l'agitateur, elle est pourvu d'un tube adducteur de vapeur, qui y pénètre dans le voisinage de son fond. La tension de la vapeur d'eau introduite s'élève à trois atmosphères environ.

La disposition de l'appareil, tel qu'il est en usage à *Saint-Louis-lès-Marseille*, est représentée par les figures 314 et 315. C est la chaudière de fusion chauffée par le foyer à grille E et contenant 9 à 10 tonnes de plomb. *k* est la chaudière à cristallisation pouvant contenir jusqu'à 16 tonnes de plomb et chauffée par le foyer à grille *r*. *c* est le tube par lequel le plomb fondu est écoulé de la chaudière de fusion dans la chaudière à cristallisation; il est muni d'un registre pour l'ouvrir ou le fermer. *v* est le tube amenant la vapeur d'eau dans la chaudière à cristallisation. Afin que la vapeur se dissémine uniformément dans le bain métallique, une plaque en fonte *p* est vissée sur des supports au-dessus de l'orifice du tube. Le liquide-mère de la chaudière à cristallisation est écoulé par les deux tubes *y*, *y* munis de fermetures à registre. Par ces tubes, le plomb s'écoule dans les bassins P, P. De ceux-ci le plomb est enlevé à l'aide d'une grue et

lorsque c'est nécessaire transporté dans la chaudière de fusion. Sur la chaudière à cristallisation se trouve un couvercle *t*, composé de plusieurs segments, qui peuvent être enlevés isolément, de façon à permettre d'observer la marche de l'opération et de détacher les dépôts qui se forment sur les parois de la chaudière.

La disposition de l'appareil employé à *Prsibram, en Bohême*, est mise en évi-

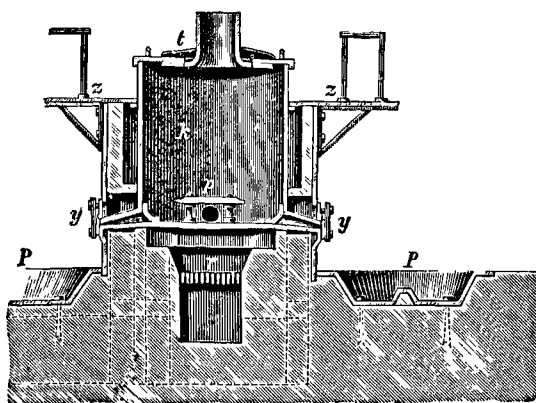


Fig. 314. — Paltinsonnage à la vapeur; appareil Luce-Rozan, employé à Saint-Louis-lès-Marseille; coupe verticale de la chaudière à cristallisation.

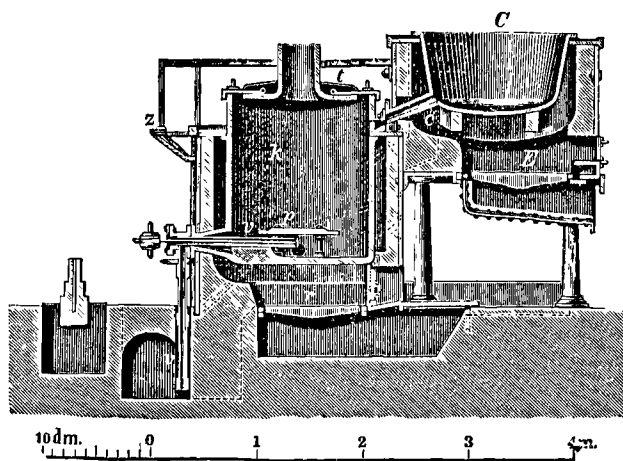


Fig. 315. — Appareil Luce-Rozan de Saint-Louis-lès-Marseille; coupe verticale de la chaudière à cristallisation et de la chaudière de fusion.

dence par les figures 316 à 318. A est la chaudière à cristallisation contenant 20 tonnes de plomb; elle est établie dans une cuve en maçonnerie, reposant sur les piliers *x* et le mur circulaire *y*. A un niveau plus élevé se trouvent deux chaudières de fusion B, dans lesquelles est fondu le plomb à désargenter par quantités de 7 tonnes pour chacune d'elles. De ces chaudières, le plomb fondu est écoulé dans la chaudière à désargentation. Dans ce but, elles sont soulevées

à l'aide d'une grue, de façon que le plomb s'écoule par la gouttière *m* dans la chaudière *A*. *k* est le foyer à grille, dont les gaz chauffent d'abord le fond de la

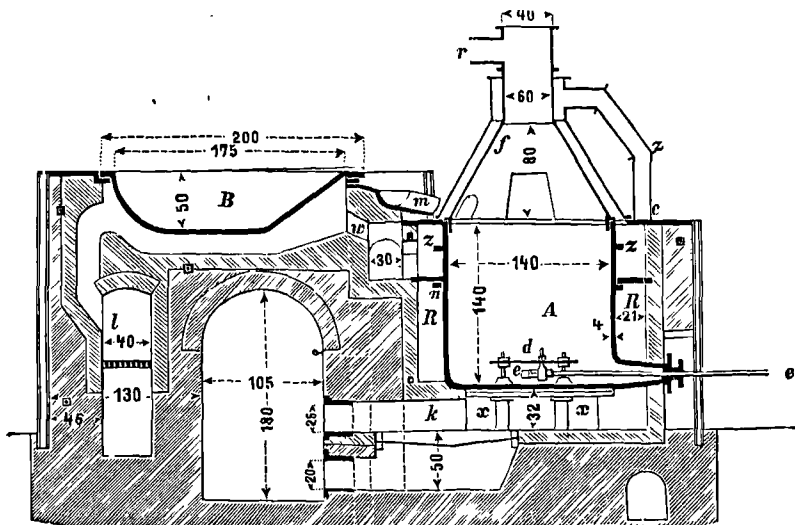


Fig. 316. — Pattinsonage à la vapeur ; appareil Luce-Rozan employé à Przibram (Bohême) ; coupe verticale.

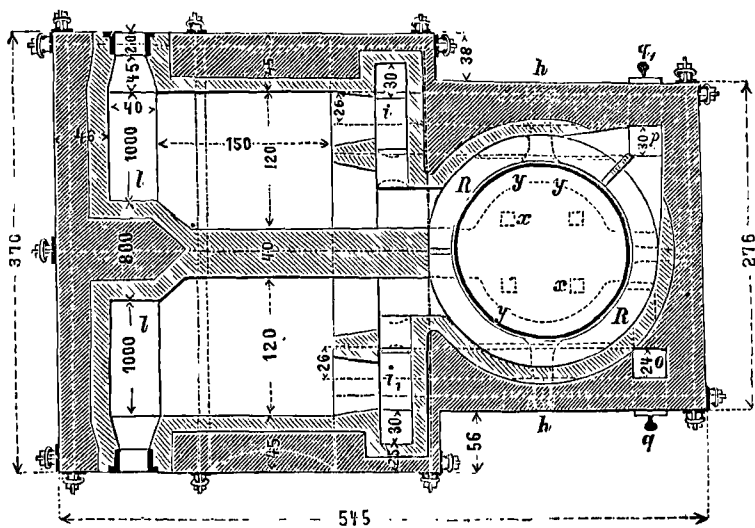


Fig. 317. — Appareil Luce-Rozan, de Przibram ; coupe horizontale.

chaudière *A* et ensuite ses parois latérales jusqu'à la plaque de fer annulaire *n*, puis se rendent dans le canal *o*. La partie de la chaudière qui se trouve au-dessus de la plaque *n* est chauffée par les gaz qui ont servi au chauffage de la chaudière de fusion. Des foyers à grille *l*, *l*, ces derniers se rendent au-dessous de

la chaudière de fusion et arrivent ensuite par le canal w à la chaudière à cristallisation, ils l'entourent au-dessus de la plaque n en parcourant le canal z et à l'extrémité de celui-ci ils pénètrent dans le canal p , et de là dans la cheminée. Par le tube e , de la vapeur d'eau sous pression est introduite dans la chaudière, vapeur qui se dégage au-dessous de la plaque d qui la dissémine uniformément dans la masse liquide. f est un chapiteau en tôle, muni de 2 ouvertures de travail, par lesquelles s'échappe la vapeur d'eau introduite dans la chaudière.

Ce chapiteau est entouré à une certaine distance d'une double paroi également en tôle. Dans l'intervalle ainsi formé par les deux tôles, on peut faire pénétrer les gaz du foyer, après avoir ouvert le registre q . Ces gaz en chauffant la paroi inté-

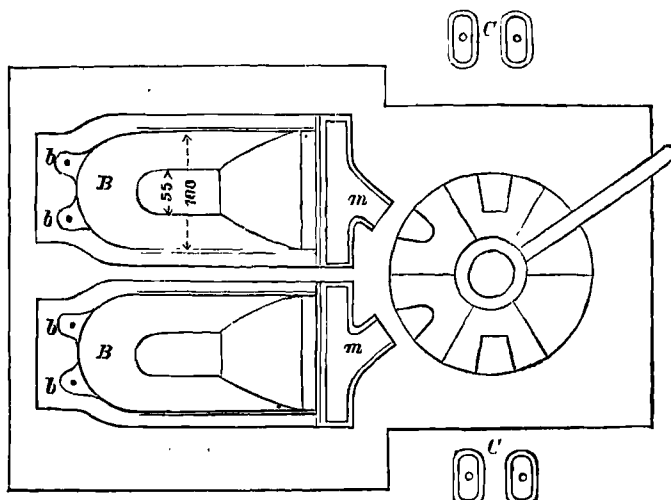


Fig. 318. — Appareil Luce-Rozan, de Przibram; plan des chaudières de fusion.

rieure du chapiteau font entrer en fusion les particules de plomb qui ont été projetées par la vapeur d'eau et qui retombent alors dans le bain métallique. Les gaz sortent du chapiteau par le tube s' , qui les conduit dans le canal y et de là dans la cheminée. — L'écoulement du liquide-mère est effectué par les deux tubes h, h , munis de registres (plaques glissant à frottement) et qui pendant l'écoulement du liquide sont chauffés par les foyers i et i' .

Dans le procédé Luce-Rozan, on emploie ordinairement le système par tiers de la même manière que dans le pattinsonnage mécanique et l'on obtient du plomb riche tenant 1,6 à 2 p. 100 d'argent et du plomb pauvre avec 0,001 à 0,003 p. 100 d'argent.

L'opération est effectuée de la manière suivante :

Le plomb est fondu dans la chaudière de fusion, débarrassé des crasses cuivreuses et ensuite écoulé dans la chaudière à cristallisation, où, à l'aide d'un jet de vapeur à trois atmosphères de tension, le plomb liquide est mélangé avec les cristaux de l'opération précédente restés dans la chaudière, ce traitement étant conduit de façon que les cristaux soient rapidement liquéfiés. Lorsque la masse est devenue liquide, on laisse se produire la cristallisation, en retirant le feu qui se trouve au-dessous de la chaudière et faisant arriver un mince filet d'eau à la

surface du bain métallique. Dès que les 2/3 de la masse se sont pris en cristaux, on enlève la couche de plomb qui recouvre le bain et on soufrire le plomb enrichi. Pendant ce temps, on a fondu dans la chaudière de fusion du plomb de la teneur en argent des cristaux en quantité suffisante pour qu'ajouté à ces derniers on obtienne une nouvelle charge complète. On continue cette opération jusqu'à obtention de plomb pauvre. Dans ce procédé, on est aussi forcé de préparer par des cristallisations particulières les quantités de plomb de différentes teneurs en argent nécessaires pour compléter les charges.

Le procédé Luce-Rozan est en usage en Angleterre (Newcastle), en France (Saint-Louis-les-Marseille), en Espagne (Carthagène), en Bohême (Przibram), aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord, à Euréka (Etat de Néveda).

A *Saint-Louis-les-Marseille*, des plombs espagnols avec 3/4 p. 100 d'impuretés (dont 1/2 p. 100 d'antimoine) sont, sans raffinage préalable, enrichis jusqu'à 1,8 p. 100 d'argent. Des plombs grecs, avec 5 p. 100 d'impuretés (2,5 p. 100 Sb, 1 p. 100 As, 0,5 p. 100 Cu), ainsi que des plombs de Pontgibaud avec 3,2 p. 100 Sb, 0,3 p. 100 Cu et beaucoup d'arsenic, avaient besoin d'un raffinage préalable et ne permettaient qu'un enrichissement à 1,6 p. 100 d'argent. On effectuait en moyenne par 24 heures 13 opérations avec des plombs d'une teneur en argent de 0,1230 p. 100 et une charge de 13 à 16 tonnes et on obtenait 6 à 7 tonnes de plomb marchand tenant 0,001 à 0,002 p. 100 d'argent. On employait pour une opération 120 kilogr. de charbon, dont 92 kilogr. sous les chaudières et 28 kilogr. pour la production de la vapeur. Il se formait par tonne de plomb 200 kilogr. d'oxydes. Une partie de ces derniers se sépare à la surface du bain métallique, l'autre partie est entraînée par la vapeur d'eau et recueillie dans des chambres de condensation. Ces oxydes se composent principalement d'oxyde de plomb. Les pertes, comparées aux teneurs données par l'essai, s'élèvent pour le plomb à 2,1 p. 100 et pour l'argent 1,5 p. 100. Les frais par tonne de plomb s'élèvent en totalité à 25 fr. 85. Avec le pattinsonnage manuel la perte en plomb était de 3 p. 100, celle en argent de 1,5 p. 100, et le coût total de 46 fr. 54 par tonne de plomb d'œuvre.

A *Przibram en Bohême*, le plomb d'œuvre est, avant le pattinsonnage, soumis à une liquation, afin d'éliminer le cuivre qu'il renferme et dont la quantité va jusqu'à 0,10 p. 100. La chaudière de cristallisation contient 20 tonnes de plomb, les deux chaudières de fusion chacune 7 tonnes. On fait en 24 heures 6 à 7 opérations. La fusion du plomb exige 3 heures, la cristallisation 1 heure. On obtient du plomb riche tenant 1,3 p. 100 d'argent et du plomb pauvre avec 0,001 p. 100 d'argent. Pour 100 parties de plomb d'œuvre mis en travail, on consomme 20 parties de houille. Le plomb pauvre retient encore de l'antimoine et est pour cela soumis à un raffinage au four à réverbère. On retire de 100 parties de plomb d'œuvre :

		Argent p. 100 de l'argent du plomb d'œuvre	Plomb p. 100 de la teneur en plomb du plomb d'œuvre
Plomb riche	42,99	97,36	42,58
Plomb pauvre	44,76	0,17	45,01
Crasses plombeuses	3,02	0,61	3,03
Crasses cuprifères	9,94	1,45	8,04
Fumées	0,46	0,07	0,35

Le procédé Luce-Rozan est le mode de pattinsonnage le moins coûteux, et il doit, pour cette raison, être préféré aussi bien au pattinsonnage manuel qu'au pattinsonnage mécanique. Les dépenses en main-d'œuvre et en combustible sont beaucoup moins grandes que dans le pattinsonnage ordinaire et moins grandes que dans le pattinsonnage mécanique. La quantité des écumes cuprifères et des crasses est aussi beaucoup plus faible que dans les deux autres procédés.

Zingage.

Si l'on fond du plomb argentifère, si l'on dépose sur le métal fondu une certaine quantité de zinc (1,5 à 2 p. 100 du poids du plomb), si ensuite on chauffe le bain métallique jusqu'à ce que le zinc entre en fusion et si, enfin, on incorpore uniformément le zinc fondu dans le bain, il se sépare à la surface de ce dernier, dès qu'on abaisse la température, une croûte écumeuse. Celle-ci est un alliage ternaire de plomb, de cuivre et d'argent, plus léger que le plomb fondu et qui a absorbé tout l'argent renfermé dans le plomb argentifère. Elle peut être enlevée sans difficultés du bain métallique, maintenant dépouillé de son argent.

D'après les nombreuses expériences effectuées par *Roessler* et *Edelmann*, le plomb fondu dissout le zinc et le zinc fondu le plomb et d'autant plus que la température est plus élevée. Si, maintenant, il y a plus de zinc ou de plomb que ce qui correspond au pouvoir absorbant de l'un des métaux pour l'autre à la température existante, le métal en excès se sépare. Les expérimentateurs ont trouvé qu'aux températures comprises entre 350 et 650° le plomb peut absorber entre 0,6 et 3 p. 100 de zinc, tandis que le zinc peut absorber 1,7 à 5,6 de son poids de plomb. En fondant ensemble 100 kilogr. de plomb et 10 kilogr. de zinc, ils ont obtenu à :

350°	: 99 ^{kg} ,9	de plomb avec	0 ^{kg} ,6	de zinc et	9 ^{kg} ,4	de zinc avec	0 ^{kg} ,1	de plomb.
450°	: 99 ^{kg} ,8	—	—	1 ^{kg}	—	—	9 ^{kg}	—
							0 ^{kg} ,2	—
550°	: 99 ^{kg} ,7	—	—	2 ^{kg}	—	—	8 ^{kg}	—
							0 ^{kg} ,3	—
650°	: 99 ^{kg} ,6	—	—	3 ^{kg}	—	—	7 ^{kg}	—
							0 ^{kg} ,4	—

En outre, ils ont trouvé qu'un alliage de :

90	de zinc et de	10	d'argent fondait à	450°
80	—	—	—	550°
70	—	—	—	650°

D'après cela, lorsqu'on incorpore du zinc dans du plomb argentifère, 0,6 p. 100 de zinc restent toujours combinés au plomb, et ne se séparent pas lorsqu'on chauffe le bain métallique, tandis que le reste du zinc se rend à la surface avec l'argent et une certaine quantité de plomb.

De l'alliage ternaire, le zinc peut être séparé complètement par distillation, par oxydation, par scorification, de sorte qu'il ne reste que de l'argent et du plomb, tandis que d'un autre côté le zinc peut être éliminé du plomb désargenté par oxydation.

Il est donc possible, à l'aide du zingage, de décomposer le plomb argentifère en deux parties, l'une, riche en argent, l'autre pauvre en ce dernier métal.

Ordinairement, on ne pousse pas l'enrichissement de l'argent dans le plomb au-dessus d'une teneur de 12 p. 100, tandis que l'appauvrissement du plomb en argent est porté jusqu'à ce que le plomb pauvre ne renferme plus que 0,0005 p. 100 d'argent.

Mais on peut aussi, d'après les récentes découvertes de *Roessler* et *Edelmann*, faire passer, à l'aide du zingage, la majeure partie de l'argent du plomb argentifère dans un *alliage zinc-argent* ne contenant que peu de plomb, et de cet alliage extraire l'argent au moyen de l'acide sulfurique ou de l'électrolyse. Il sera question de ce procédé à la suite de la description du procédé d'enrichissement de l'argent dans le plomb par le zingage.

Le principe du zingage a été établi par *Karsten* en 1842. Mais les tentatives faites en vue de l'application en grand du procédé à la séparation du plomb et de l'argent sont restées pendant longtemps sans donner des résultats satisfaisants. D'une part, on ne pouvait pas arriver, sans de grandes pertes en métal, à extraire l'argent de l'alliage ternaire de zinc, de plomb et d'argent, et d'autre part le zinc retenu par le plomb désargenté ne se laissait éliminer du plomb qu'avec de grands frais et de grandes difficultés. Lorsque *Parkes* (1850 à 1852) eut le premier appliqué en grand, en Angleterre, le procédé de désargentation par le zinc, les usines métallurgiques de l'Eifel (Provinces rhénanes) suivirent son exemple vers la fin de l'année 1860, lorsqu'elles furent parvenues à surmonter les difficultés que l'on vient de signaler. A partir de cette époque, le zingage a fait son chemin et aujourd'hui, par suite des avantages qu'il présente, comparé au procédé Pattinson, il a presque complètement remplacé ce dernier. Ces avantages sont : un rendement plus élevé en argent et en plomb, une rapidité plus grande de l'opération, qui permet d'arriver plus promptement au plomb marchand, la production d'un plomb marchand plus pur et l'obtention d'un plomb plus enrichi en argent, une dépense en combustible plus faible et des frais de main-d'œuvre moins élevés.

Dans le zingage, on appauvrit le plomb argentifère jusqu'à 0,0005 p. 100, tandis que dans le pattinsonnage, on ne va que jusqu'à 0,002 p. 100. Avec le zingage, on porte sans difficulté le plomb riche jusqu'à la teneur de 12 p. 100 et plus en argent, avec le pattinsonnage on ne va pas au-delà de 2,5 p. 100.

Parmi les corps contenus dans le plomb, le *cuivre* passe complètement, lors du zingage, dans le zinc. Le procédé par le zinc offre, par suite, cet avantage particulier de fournir du plomb marchand exempt de cuivre ou n'en contenant que de très-faibles quantités.

L'*or* passe entièrement dans le zinc et se rassemble avec le cuivre dans le zinc ajouté en premier lieu. Il est par suite possible, en ajoutant au plomb d'œuvre une quantité relativement faible de zinc, de rassembler l'or du plomb argentifère avec une quantité relativement faible d'argent dans la croûte ternaire qui se sépare en premier lieu et de traiter ce dernier pour argent aurifère.

Le *nickel* et le *cobalt* passent également dans le zinc.

L'*antimoine* reste avec le plomb. Lorsqu'il est en grandes quantités, il retient l'argent dans le plomb. Cependant, lorsque la teneur en antimoine ne dépasse pas 0,7 p. 100, ce dernier n'exerce aucune influence nuisible sur l'opération du zingage.

L'*arsenic* et l'*étain* restent également avec le plomb. L'arsenic retarde la désargentation et empêche une bonne séparation de l'alliage mixte argentifère d'avec le plomb.

Le *bismuth* reste avec le plomb.

Il résulte de ce qui précède que le cuivre, le nickel et le cobalt occasionnent une grande dépense en zinc, parce qu'ils passent dans ce métal, tandis que l'antimoine, l'arsenic et le bismuth rendent plus coûteuse et plus difficile l'épuration

du plomb désargenté, parce qu'ils passent dans ce dernier. Les plombs qui contiennent de grandes quantités de ces éléments étrangers doivent donc en être purifiés avant le traitement par le zinc. Les plombs qui ne renferment que de faibles quantités de cuivre et pas plus de 0,7 p. 100 d'antimoine n'ont besoin d'aucune épuration préalable, le cuivre étant éliminé, par le zinc, pendant la désargentaion et l'antimoine pouvant être séparé, après la désargentaion, par une fusion oxydante avec le zinc que le plomb a absorbé pendant l'opération.

Le *bismuth* qui reste avec le plomb ne peut pas être éliminé de ce dernier par liquation ou raffinage, parce qu'il ne forme pas avec le plomb, comme le cuivre, des alliages difficilement fusibles et qu'il ne peut pas comme l'arsenic, l'antimoine et l'étain, être éliminé du plomb par oxydation. L'élimination du bismuth du plomb argentifère n'est possible que par décomposition du plomb d'œuvre à l'aide du pattinsonnage, en une partie bonne à coupler riche en argent et une partie pauvre en ce métal. Le bismuth offre la propriété, lors du pattinsonnage, de se rassembler avec une rapidité relativement grande dans la partie du plomb riche en argent, de sorte que le plomb d'œuvre, lorsque sa teneur en plomb s'est abaissée jusqu'à une certaine limite, ne contient plus de bismuth. Cette limite, pour le plomb de *Freiberg*, qui arrive au pattinsonnage avec 0,4 à 0,8 p. 100 de métal précieux, est atteinte à 0,1 p. 100 d'argent. C'est pour cela qu'à *Freiberg*, afin de purifier le plomb et aussi en vue de l'extraction du bismuth, on combine le pattinsonnage avec le zingage.

L'enrichissement de l'argent dans le plomb par le zingage, comprend les deux opérations principales suivantes :

1. La décomposition du plomb argentifère en plomb pauvre et en un alliage ternaire de plomb, de zinc et d'argent.
2. La transformation de l'alliage ternaire en plomb riche en argent.

1. — Décomposition du plomb argentifère en plomb pauvre et en un alliage ternaire de plomb, de zinc et d'argent.

Lorsqu'on a affaire à des plombs d'œuvre impurs, il est nécessaire de les raffiner avant leur décomposition en plomb pauvre et en un alliage ternaire de plomb, de zinc et d'argent.

Le plomb désargenté doit en toutes circonstances être raffiné, afin d'en éliminer le zinc, ainsi que l'antimoine, si le plomb était antimonieux.

L'alliage ternaire résultant de la décomposition du plomb argentifère est encore mélangé avec une grande quantité de plomb. C'est pour cela qu'avant de le soumettre au traitement subséquent, on cherche à lui enlever par liquation ou ressuage une grande partie du plomb qu'il renferme.

Ces différentes opérations : le raffinage du plomb argentifère, sa désargentaion proprement dite, la liquation de l'alliage ternaire et le raffinage (le dézingage) du plomb désargenté, sont combinées entre elles, afin de réduire les frais de transport, de façon qu'elles soient effectuées dans un système d'appareils contigus, par lesquels le plomb peut passer à l'état liquide, sans que, abstraction faite de son chargement dans le premier appareil, il soit nécessaire de l'élever.

Le raffinage du plomb d'œuvre et, lorsque ce dernier présente une teneur élevée en cuivre, la liquation qui précède le raffinage sont effectués dans des fours à réverbère, comme il a été expliqué page 404. La désargentaion proprement dite est pratiquée dans des *chaudières en fonte* ou (mais moins fréquem-

ment) en acier fondu. Le ressuage d'une partie du plomb de l'alliage ternaire se fait dans des chaudières ou bassins en fonte, tandis que le raffinage du plomb désargenté a lieu, comme il a déjà été décrit précédemment (voy. Métallurgie du plomb), dans des fours à réverbère ou dans des chaudières en fonte ou en acier fondu.

Afin d'éviter des frais de transport, le mieux est d'établir en terrasse les uns au-dessous des autres les appareils en question. S'il est nécessaire de raffiner le plomb d'œuvre, on placera le four à raffiner sur l'étage supérieur de la terrasse. Sur l'étage immédiatement inférieur, on disposera la chaudière à désar-

Fig. 319. — Disposition générale d'un atelier de désargentation par le zinc aux Etats-Unis; coupe suivant la ligne AB de la figure 320.

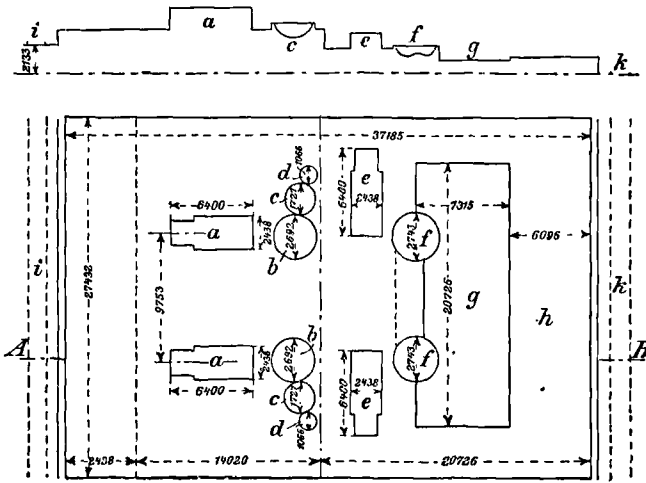


Fig. 320. — Disposition générale d'un atelier de désargentation par le zinc aux Etats-Unis; plan.

gentation et la chaudière à liquation, sur le suivant on établira les fours à réverbère ou les chaudières pour le raffinage du plomb désargenté. Sur un étage plus bas, on placera la chaudière pour recevoir le plomb raffiné et enfin à un niveau encore plus bas on mettra les lingotières dans lesquelles le plomb est siphonné.

Aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord, où l'on traite des plombs impurs, les ateliers de désargentation par le zinc sont toujours installés d'après ces principes; les figures 319 et 320 représentent une pareille installation avec des chaudières de 30 tonnes¹.

a, a sont les fours de raffinage pour le plomb d'œuvre, *b, b* les chaudières à désargentation, établies sur l'étage immédiatement inférieur et à côté d'elles se trouvent les chaudières de liquation *c, c* et les chaudières *d, d* pour recevoir le plomb ressué; *e, e* sont les fours pour le raffinage du plomb désargenté, *f, f* les chaudières pour recevoir ce dernier; *g* est l'étage où sont établies les lingotières pour le plomb (*lead pit*); en *h* se trouve le dépôt du plomb marchand.

¹ H. O. Hofman, *The Metallurgy of Lead*.

Le plomb à désargenter est amené sur la voie de fer *i*, et le plomb désargenté est enlevé sur l'autre voie *k*.

Au lieu de fours à réverbère, on emploie aussi des chaudières pour le raffinage du plomb désargenté. Dans ce cas, les fours à réverbère *e* sont remplacés par des chaudières de raffinage sur l'étage correspondant. Actuellement, aux États-Unis, on préfère cependant généralement le raffinage en fours à réverbère au raffinage en chaudières, parce que celles-ci ne durent que peu de temps.

Si les appareils en question sont établis sur un *plan*, comme cela se rencontre fréquemment sur le Continent, lorsqu'on traite des plombs d'œuvre qui n'ont pas besoin d'être raffinés avant la désargentation, le raffinage du plomb désargenté est effectué dans les chaudières où a lieu la désargentation et le ressuage du plomb dans les chaudières qui se trouvent à côté de celles à désargentation. Le plomb désargenté et raffiné (plomb marchand) doit dans ce cas, si la chaudière n'est pas placée de façon qu'on puisse le siphonner, en être extrait à l'aide de la *pompe à plomb de Rösing*.

Lorsque les appareils sont établis en terrasse, on réalise une économie de main-d'œuvre, et l'on obtient un rendement plus grand que lorsqu'ils sont disposés sur un plan. On doit donc préférer la première disposition à la seconde, et tout particulièrement dans les cas où il est nécessaire de raffiner le plomb d'œuvre avant de le désargenter.

Comme on l'a déjà dit, la décomposition du plomb argentifère est effectuée dans des chaudières en fonte ou en acier fondu ayant la forme de celles qui sont employées pour le pattinsonnage manuel. Dans un grand nombre de cas, sur le Continent, on s'est servi des dispositifs du pattinsonnage manuel pour la désargentation par le zinc. La capacité des chaudières pour le plomb d'œuvre oscille entre 12,5 et 55 tonnes. Sur le *Continent*, on ne dépasse pas ordinairement 25 tonnes, tandis qu'aux *Etats-Unis* les chaudières ne contiennent pas moins de 30 tonnes. On a aussi coulé aux États-Unis des chaudières elliptiques, comme, par exemple, aux ateliers de désargentation de la *Omaha and Grant Smelting and Refining Company*, à Omaha (Etat de Nébraska). Ces chaudières contiennent 48 tonnes de charge. Parmi les autres *grandes chaudières* à section horizontale circulaire, nous mentionnerons les nouvelles chaudières des *Balbach Works*, près Newark, Etat de New-Jersey, contenant 50 tonnes, celles de Cheltenham, près Saint-Louis, avec une capacité de 38 tonnes, celles des *National Works* près Chicago, avec une contenance de 35 tonnes, enfin celles des usines de Pittsburgh avec 50 tonnes de capacité. Parmi les *chaudières à petites charges*, mentionnons celles de Lautenthal, d'Altenau et d'Oker contenant 12,5 tonnes, celles de Friederichshütte (Silésie Supérieure) avec 14 t. de capacité, celles des ateliers de désargentation du Rhin avec une contenance de 20 tonnes.

Les grandes chaudières doivent être préférées aux petites, parce que leur emploi procure une économie de combustible et surtout de main-d'œuvre. Une charge de 30 tonnes, lorsque les appareils sont établis en terrasse, devrait être considérée comme une bonne moyenne. Si le plomb désargenté doit être raffiné dans les chaudières au moyen de la vapeur d'eau, on ne dépasse pas une capacité de 25 tonnes.

On donne aux chaudières une profondeur de 0^m,914 à 1^m; le diamètre dépend de leur capacité. Par exemple, une chaudière d'une capacité de 30 t. a une profondeur de 1^m et un diamètre intérieur de 2^m,692 à sa partie supérieure. Une chaudière elliptique de 55 t. de capacité est profonde de 0^m,990, longue de

3^m,657 et large de 2^m,133 intérieurement. On donnait autrefois aux parois une épaisseur plus grande au fond que dans la partie supérieure — par exemple, 0^m,050 à 0^m,0635 au fond et 0^m,038 à 0^m,050 supérieurement — mais maintenant on fabrique ordinairement les chaudières avec une égale épaisseur de parois dans toutes les parties et on va rarement au-delà d'une épaisseur de 0^m,038 à 0^m,040. Les chaudières de cette épaisseur durent, avec un travail continu, 1 an à 1 an 1/2, en admettant qu'elles ne servent que pour la désargentaion et ne soient pas exposées à de hautes températures. Si elles sont aussi employées

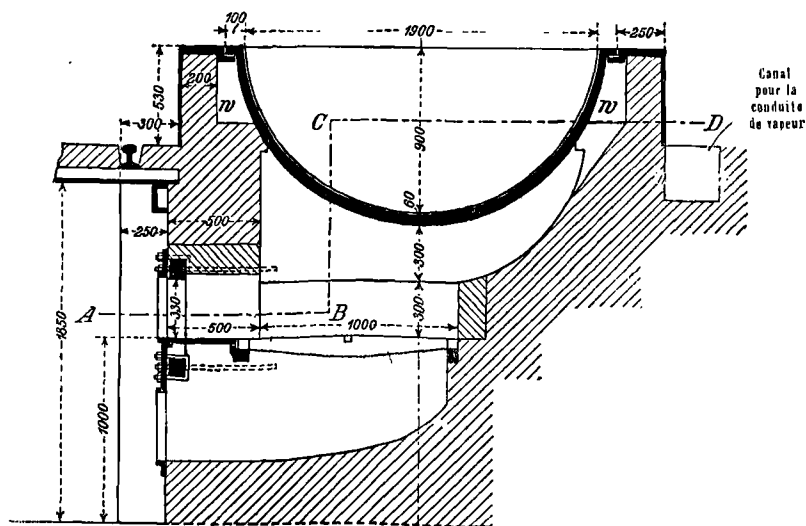


Fig. 321. — Chaudière pour la désargentaion du plomb d'œuvre par le zinc (usine de Lautenthal); coupe suivant GHIJ de la figure 322.

pour le raffinage du plomb désargenté, leur durée avec des plombs impurs est très-limitée (30 à 60 charges).

On ne se sert de chaudières en acier coulé, que lorsque le raffinage du plomb désargenté y est aussi effectué, par exemple aux usines de Friederichshütte, dans la Silésie Supérieure; dans ces usines, les chaudières en acier de creuset (désargentaion et raffinage du plomb désargenté) supportent 250 à 270 charges, celles en acier Martin 120 à 150. Cette durée extraordinaire des chaudières en acier n'a pas été atteinte dans d'autres usines métallurgiques (par exemple à Hoboken, près Anvers), et cela est probablement dû à la nature du plomb d'œuvre de Friederichshütte, qui ne contient que très-peu d'antimoine.

La manière dont les chaudières sont établies sur le foyer par lequel elles sont chauffées a déjà été expliquée et représentée par des figures lors de la description du raffinage du plomb et du pallinonnage (voy. p. 398).

Les figures 321 à 324 représentent la disposition d'une chaudière avec son foyer, comme celle qui est en usage à Lautenthal, dans le Harz Supérieur. Dans ces chaudières, qui sont établies sur un plan, on ne désargente en une seule fois que 12,5 t. de plomb.

La disposition en gradins des appareils de désargentation et de raffinage est mise en évidence par les figures 325 à 328, qui représentent le *dispositif de Freiberg*.

Les deux chaudières à désargentation *a, a* se trouvent sur le même plan que les chaudières à liquation *b, b, b*, placées entre elles deux. Les premières ont

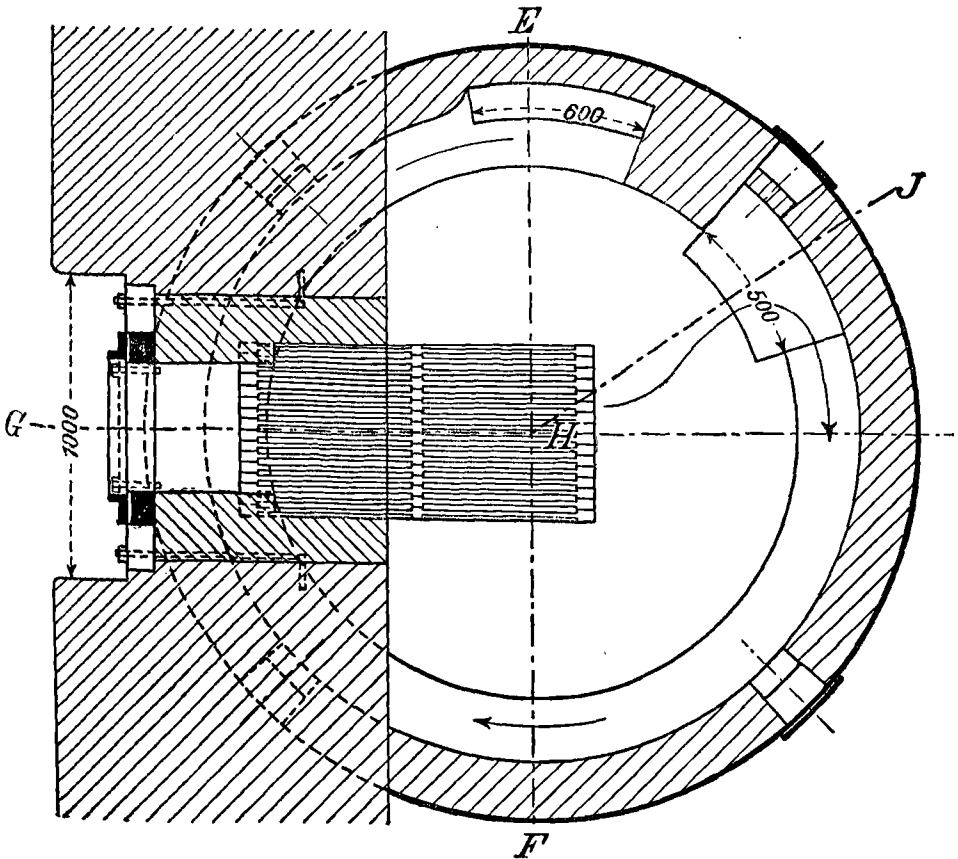


Fig. 322. — Chaudière pour la désargentation du plomb d'œuvre par le zinc ; coupe suivant ABCD de la figure 321.

supérieurement un diamètre de 1^m,85, 1^m de profondeur et contiennent chacune 20 tonnes de plomb d'œuvre. Les chaudières de liquation hémisphériques ont un rayon de 0^m,55. Au-dessous des chaudières à désargentation se trouve le four de raffinage *c* pour le dézingage du plomb désargenté, qui peut être écoulé dans le four à l'aide d'un siphon. Ce four est long de 3^m, large de 2^m et haut de 0^m,45. Sa sole est en briques réfractaires et se trouve à 2^m au-dessous du bord de la chaudière à désargentation. Au-dessous du four est placée la chaudière de coulée en fonte *d*, de 1^m,90 de diamètre supérieurement et de 1^m de profondeur, dans laquelle le plomb dézingué est écoulé par un ajutage, qui peut être fermé à l'aide d'une soupape à boulet.

Conduite de la désargention.

Si le plomb argentifère a besoin de subir le *raffinage* avant la désargention, on l'écoule du four de raffinage dans la chaudière à désargenter qui se trouve

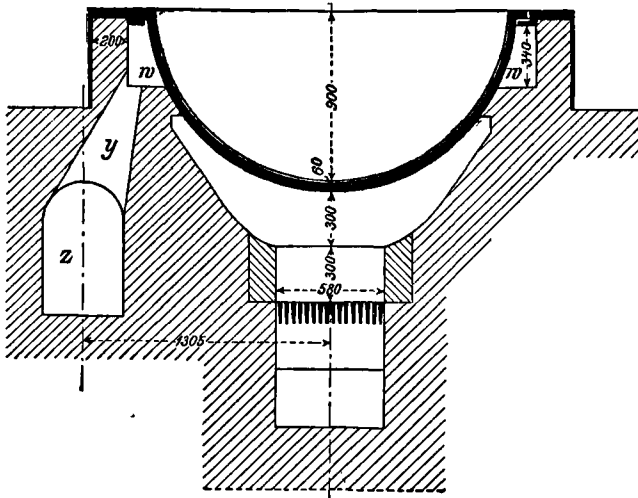


Fig. 323. — Chaudière pour la désargention du plomb d'œuvre par le zinc; coupe suivant EF de la figure 322.

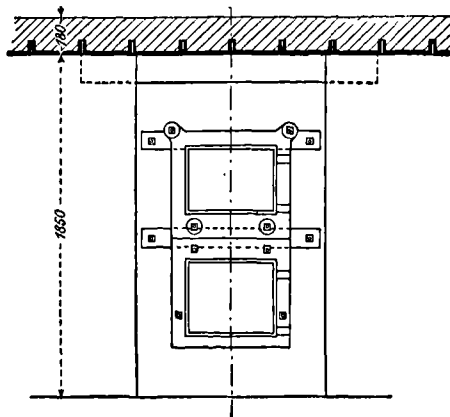


Fig. 324. — Vue du foyer de la chaudière pour la désargention du plomb d'œuvre par le zinc.

au-dessous de ce dernier. La chaudière doit être réchauffée jusqu'à un certain degré et préalablement enduite avec un lait de chaux, afin de permettre d'enlever facilement les croûtes argentifères, ou les écumes de zinc, qui se sont déposées sur les parois. Le plomb contenu dans le four de raffinage est percé ou

siphonné. Dans le premier cas, on le fait couler dans une gouttière en fonte et de celle-ci dans un tube également en fonte placé perpendiculairement dans la

Fig. 325. — Appareils de Freiberg pour la désargentation par le zinc ; coupe suivant AB de la figure 326.

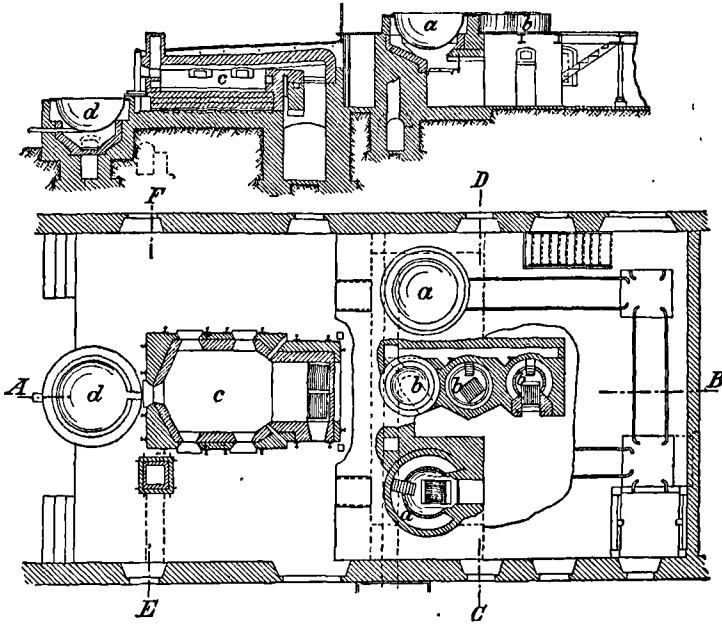


Fig. 326. — Appareils de Freiberg pour la désargentation par le zinc ; plan.

Fig. 327. — Appareils de Freiberg pour la désargentation par le zinc ; coupe suivant CD de la figure 326.

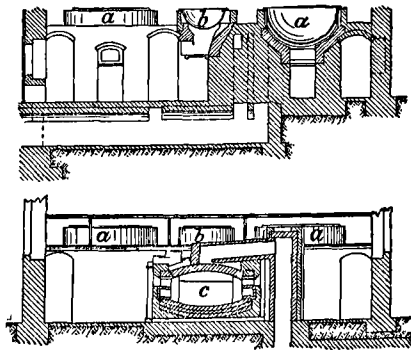


Fig. 328. — Appareils de Freiberg pour la désargentation par le zinc ; coupe suivant EF de la figure 326.

chaudière, dispositif qui a pour but de réduire autant que possible la production des crasses. Les crasses qui se forment dans la chaudière à la surface du bain

métallique et qui sont enlevées, représentent 1 p. 100 environ de la totalité du plomb d'œuvre.

Si un *raffinage du plomb d'œuvre n'est pas nécessaire*, on charge et on fond ce dernier dans la chaudière à désargentaion.

Après la fusion, on enlève les crasses (écumes cuprifères) qui se séparent à la surface du bain métallique et l'on commence, comme pour le plomb d'œuvre préalablement raffiné et écoulé dans la chaudière à désargentaion, le traitement des masses fondues par le zinc. Lorsqu'on a affaire à du plomb pauvre, deux traitements par le zinc sont suffisants, tandis qu'avec du plomb riche, il faut ordinairement trois traitements, et lorsque ce dernier est aurifère, quatre ou cinq traitements sont même nécessaires.

La quantité totale du zinc à employer pour la désargentaion dépend de la teneur en argent du plomb d'œuvre et elle est d'autant plus grande que cette teneur est plus élevée. Avec le plomb pauvre, on emploie relativement plus de zinc qu'avec le plomb riche, parce que le plomb n'absorbe jamais moins de 0,6 p. 100 de zinc n'ayant aucun effet sur la désargentaion, mais est retenu par le plomb.

D'après *Illing*¹, la quantité du zinc à ajouter pour 100 du poids du plomb d'œuvre chargé avec une teneur en argent de :

0,025 p. 100	=	1 1/4 p. 100	du plomb d'œuvre.
0,050	—	=	1 1/3 — —
0,100	—	=	1 1/2 — —
0,150	—	=	1 2/3 — —
0,300	—	}	= 2 — —
0,400	—		

Suivant *Junge*², la dose du zinc (sans tenir compte, comme dans le cas précédent, du zinc récupéré à la distillation) pour 100 du poids du plomb d'œuvre traité avec une teneur en argent de :

0,0963 p. 100	=	1,34 p. 100	du plomb d'œuvre.
0,3825	—	=	1,84 — —
0,5080	—	=	1,96 — —
0,8400	—	=	2,45 — —

La quantité totale du zinc à ajouter lors de la désargentaion dépend non seulement de la teneur en argent, mais encore de la teneur en cuivre et en or du plomb d'œuvre.

Pour chaque sorte de plomb, on trouvera facilement par des expériences la quantité du zinc à ajouter à une charge, ainsi que le nombre et l'importance des doses à ajouter en une seule fois, et, en se basant sur les résultats obtenus, on pourra construire une table pour les plombs avec des teneurs différentes en cuivre, en argent et en or.

Il est indispensable de n'employer que du zinc pur pour la désargentaion. Le zinc impur et les déchets de zinc, dont le prix est moins élevé, n'ont jamais donné de bons résultats.

Si le plomb d'œuvre renferme du cuivre et de l'or, ces métaux passent dans le

¹ *Preuss, Zeitschrift*, 1868.

² *Freiberger Jahrbuch*, 1889, p. 6.

zinc avant l'argent et même avant la saturation du plomb par le zinc (0,6 p. 100). Par exemple, d'après *Hofman*¹, 30 tonnes de plomb exigent pour leur saturation par le zinc (0,6 p. 100 Zn) 180 kilogr. de ce dernier, tandis qu'une addition de zinc de 150 kilogr. était suffisante pour enlever 0,30 onces d'or par tonne = 9 gr. 33 par t. (0,0009 p. 100).

De cette réaction résultent deux avantages techniques différents. D'une part on cherche, lors du premier traitement du plomb argentifère par le zinc, en ajoutant une dose relativement faible de ce métal, à extraire l'or et le cuivre contenus dans le plomb d'œuvre, et d'autre part, on peut, après l'élimination du cuivre du plomb d'œuvre, employer de nouveau à la désargentation la dernière partie du zinc qui a servi pour cette opération et qui ne s'est pas encore suffisamment saturée d'argent, parce que cette partie est exempte de cuivre et que par suite elle ne peut pas introduire de cuivre dans le bain métallique.

Le zinc est ordinairement déposé sous forme de plaques à la surface du bain et ce dernier est ensuite chauffé jusqu'au point de fusion du zinc. Afin de préserver celui-ci contre l'action oxydante de l'air, on l'a aussi placé dans des boîtes perforées, qui étaient ensuite plongées au fond du bain, où on laissait fondre le zinc, ou bien encore ce dernier était fondu séparément et ensuite introduit dans le bain.

Le zinc fondu est mis en contact intime avec le plomb d'œuvre par brassage du bain à l'aide d'une écumoire, d'un appareil agitateur ou de la vapeur d'eau. Le mode de brassage le plus généralement usité est le brassage avec l'écumoire. Après une demi-heure de brassage, on laisse refroidir lentement le bain. Il se sépare alors peu à peu à la surface de ce dernier l'alliage ternaire de plomb, de zinc et d'argent ou celui de cuivre et d'or. A mesure que ce dernier se forme on l'enlève à l'aide d'une écumoire. L'alliage ternaire correspondant à la dose de zinc ajoutée est éliminé du bain métallique dès que, par suite de la solidification du plomb, des cristaux de celui-ci montent à la surface du bain et que le bord de ce dernier se solidifie.

On élève ensuite de nouveau la température de la masse, on ajoute une seconde dose de zinc et l'on procède de la même manière qu'après l'addition de la première dose. Dans beaucoup d'usines, on ajoute encore une troisième et même une quatrième dose de zinc. Si le plomb est aurifère, l'or est absorbé par la première dose de zinc.

Lorsque le plomb ne donne plus à l'essai que 0,0005 à 0,0006 p. 100 d'argent, la désargentation est terminée ; si la teneur constatée est plus grande, on enlève au plomb les dernières portions d'argent en ajoutant une quantité de zinc correspondante.

Au *Harz Supérieur*, on charge dans une chaudière (les chaudières sont établies les unes à côté les autres sur le même plan) 12,5 tonnes de plomb d'œuvre tenant 0,14 à 0,15 p. d'argent sans raffinage préalable et on désargente jusqu'à 0,0005 p. 100 d'argent. A *Lautenthal*, où il y a encore peu de temps on désargentait d'après les principes qui viennent d'être exposés, mais où maintenant on travaille avec du zinc contenant de l'aluminium, le poids de la première dose de zinc s'élevait à 22 kilogr. Cette dose absorbait l'or et presque tout le cuivre du plomb d'œuvre, tandis que la teneur en argent de l'alliage formé ne dépassait pas 0,18 à 0,19 p. 100 de son poids. Cet alliage était traité seul, en vue de l'ex-

¹ *The Metallurgy of Lead*, p. 328.

traction de son or. Le poids de la deuxième dose de zinc était de 50 kilogr. En même temps que cette quantité de zinc, on ajoutait tout l'alliage obtenu lors du traitement du bain métallique par la troisième dose de zinc. Cet alliage n'était pas encore saturé d'argent et en absorbait encore une partie. La deuxième addition de zinc absorbait la majeure partie de l'argent du plomb d'œuvre, de sorte qu'après l'enlèvement du deuxième alliage ternaire la teneur en argent du plomb était réduite à 0,02 p. 100. Afin d'éliminer ce reste de métal précieux, on ajoutait encore une troisième dose de zinc de 80 kilogr. Le poids de cette dose était relativement grand, parce qu'un excès de zinc était nécessaire pour l'élimination des dernières portions d'argent du plomb d'œuvre. On obtenait par suite encore un alliage non saturé d'argent, qui était incorporé de nouveau dans le bain métallique avec la deuxième dose de zinc.

L'alliage ternaire enlevé du bain métallique, alliage nommé *écume de zinc*, était placé dans une chaudière voisine (chaudière à écume) et, lorsque celle-ci avait reçu une charge complète, on le soumettait à la liquation. Le raffinage du plomb désargenté a lieu, comme il a été déjà décrit précédemment (p. 399) dans la chaudière à désargentation.

La durée de la décomposition par le zinc, y compris la fusion, était de 21 heures 1/2, ainsi réparties :

Fusion du plomb d'œuvre	6 heures.
Fusion et incorporation de la première dose de zinc.	0,5 »
Refroidissement du bain et enlèvement de l'écume cuivreuse	2,5 »
Nouveau chauffage et fusion de la deuxième dose de zinc	3 »
Incorporation du zinc	0,5 »
Refroidissement du bain métallique et enlèvement de la première écume de zinc.	3 »
Chauffage du bain de plomb et fusion de la troisième dose de zinc.	2 »
Incorporation du zinc.	0,5 »
Refroidissement du bain métallique et enlèvement de la seconde écume de zinc.	3,5 »

La consommation de combustible pour la désargentation du plomb d'œuvre et le raffinage du plomb désargenté (cette dernière opération était effectuée immédiatement après la désargentation dans la chaudière où avait eu lieu celle-ci) s'élevait pour 100 tonnes de plomb d'œuvre à 9,76 tonnes de houille et 140 fagots.

A *Friederichshütte (Silesie Supérieure)*, les chaudières sont également établies les unes à côté des autres. La désargentation et le raffinage du plomb désargenté sont aussi effectués dans la même chaudière. Les chaudières sont en acier fondu et reçoivent chacune des charges de 13,5 tonnes. Les chaudières en acier de creuset supportent en moyenne, y compris le raffinage du plomb désargenté, 250 à 270 charges, celles en acier Martin 120 à 150. En 1893 (d'après les communications de l'inspecteur des usines *Laske*), on désargentait du plomb d'œuvre obtenu par le procédé au four à réverbère (procédé de Tarnowitz) tenant 0,04 à 0,05 p. 100 d'argent, du plomb préparé d'après le procédé au four à cuve tenant 0,024 à 0,028 p. 100 d'argent et le plomb riche provenant de la distillation du zinc de l'écume riche et contenant en moyenne 1,2 p. 100 d'argent.

Le nombre des doses de zinc s'élevait pour le plomb d'œuvre de four à réverbère à 2, pour le plomb d'œuvre de four à cuve à 3 et pour le plomb riche à 5.

La désargentaion était poussée jusqu'à ce que le plomb ne contint plus que 0,0003 p. 100 de métal précieux.

La consommation en zinc, rapportée au plomb sans abstrich, s'élevait pour le plomb d'œuvre de four à réverbère à 1 p. 100 de son poids, pour le plomb d'œuvre de four à cuve à 4,3 p. 100 et pour le plomb riche à 2,5 p. 100.

La durée de la désargentaion était de 28 heures pour le plomb d'œuvre et de 48 heures pour le plomb riche. On consommait en combustible (houille) avec le plomb d'œuvre 7,4 p. 100 du poids de ce dernier ou 8 p. 100 du poids du plomb marchand obtenu, et avec le plomb riche environ 10 p. 100 de son poids.

A la *Muldenhütte près Freiberg*¹, on désargente du plomb tenant 0,4 p. 100 d'argent. On charge 20 tonnes dans la chaudière et on donne 3 doses de zinc à des intervalles de 5 heures. La première est de 80 kilogr., la seconde de 75 kilogr., la troisième de 40 kilogr. Par la première dose de zinc, la teneur en argent du plomb d'œuvre est abaissée de 1 à 0,0250 p. 100. La majeure partie de l'or (s'élevant à 0,0004 p. 100 du plomb d'œuvre) est en même temps absorbée par cette dose. La teneur en argent est ensuite réduite à 0,0020 p. 100 par la seconde dose de zinc et à 0,0007 p. 100 par la troisième. On arrête l'addition du zinc lorsque le plomb contient encore 0,001 p. 100 d'argent. L'alliage ternaire est porté dans la chaudière à liquation et débarrassé par ressuage d'une partie du plomb. La désargentaion dure 20 heures, soit 5 heures pour la fusion et l'élimination des crasses cuivreuses du plomb d'œuvre et 5 pour chacun des trois traitements par le zinc.

Aux *Etats-Unis de l'Amérique du Nord*, on désargente du plomb tenant 0,75 à 1 p. 100 d'argent. Le métal est raffiné avant la désargentaion et il arrive à l'état fondu dans la chaudière à désargenter, de sorte que le zinc ajouté se dissout rapidement et la désargentaion est elle-même par suite très-rapide. Lorsque le plomb renferme de l'or, on donne 3 à 5 doses de zinc, qui sont ajoutées à 5 heures d'intervalle l'une de l'autre pour une charge de 30 tonnes. Lorsque le travail est conduit habilement et rapidement, une charge de 30 tonnes est, avec quatre additions de zinc, désargentée en 18 heures. Lorsque de l'or et de l'argent doivent être extraits en même temps (mais non séparément), une charge de 45 tonnes peut être désargentée ou désaurifiée dans le même temps. La consommation en combustible (houille) s'élève à 3 p. 100 du poids du plomb non raffiné.

A *Omaha*, on désargente en 24 heures, 48 tonnes de plomb dans de grandes chaudières elliptiques, avec addition de trois doses de zinc, en retournant à la désargentaion la dernière écume enlevée. La consommation totale en zinc s'élève à 4,5 p. 100 du poids du plomb d'œuvre. L'écume de zinc contient 3000 onces d'argent par tonne.

Aux *National Works, près Chicago*, on désargente en 12 heures, dans des chaudières rondes chauffées à l'huile (hydrocarbures) 32 à 35 tonnes de plomb par chaudière; à *Pittsburgh*, on traite dans le même temps 50 tonnes par chaudière, en employant pour le chauffage du gaz naturel.

Aux usines de la *Saint-Louis Smelting and Refining Company, à Cheltenham, près Saint-Louis*, on charge en moyenne 36 tonnes de plomb d'œuvre dans une chaudière à désargentaion. On désargente en 15 heures avec addition de deux doses de zinc. L'intervalle entre l'addition de la première dose et celle de la seconde est de 6 à 7 heures. La quantité totale du zinc consommé s'élève, avec

¹ Plattner, *Jahrbuch für das Berg- und Hüttenwesen in Königreich Sachsen*, 1886.

une teneur en argent de 250 onces par tonne (c'est-à-dire 0,777 p. 100 d'argent) à 1,5 p. 100 du poids du plomb d'œuvre. En 24 heures, on brûle sous une chaudière 1,25 t. de houille.

A *Port-Pirie*, dans l'*Australie méridionale*, on désargente une partie du plomb de la *Broken Hill Proprietary Company*. Ce plomb renferme 250 à 350 onces d'argent à la tonne, c'est-à-dire 0,777 à 1,088 p. 100. Le plomb d'œuvre est raffiné avant la désargementation et ensuite écoulé dans la chaudière à désargenter, pouvant contenir 20 tonnes de plomb d'œuvre et qui se trouve au-dessous du four de raffinage. La charge de la chaudière est de 19 tonnes. Le plomb d'œuvre est désargenté en 24 heures par addition de trois doses de zinc. La consommation en houille est de 3,4 p. 100 du poids du plomb d'œuvre raffiné.

Ressuage du plomb de l'alliage ternaire.

L'alliage ternaire, l'*écume de zinc*, est encore mélangé avec une assez grande quantité de plomb. C'est pour cela qu'on cherche, avant tout autre traitement, à en séparer le plomb autant que possible.

La possibilité de l'élimination d'une partie du plomb de l'écume de zinc est basée sur ce fait, que le point de fusion de l'alliage ternaire est plus élevé que celui du plomb.

Si l'on chauffe l'écume plombifère jusqu'au point de fusion du plomb, ce dernier fond, tandis que l'alliage reste solide et peut être séparé du plomb fondu. Plus on élève la température au-dessus du point de fusion du plomb, plus il fond de plomb. Si la température atteint un degré déterminé, le zinc et le plomb s'oxydent, et il flotte sur le bain métallique un mélange d'oxyde de zinc, de différents degrés d'oxydation du plomb et de l'alliage ternaire. En poussant encore plus loin l'élévation de la température, on obtient d'une part du plomb argentifère et d'autre part un mélange d'oxyde de zinc et d'oxyde de plomb. Dans ce cas, la portion d'argent qui était combinée au zinc, maintenant oxydé, reste avec le plomb. Si l'oxyde de zinc s'était séparé à l'état pur, l'élimination du zinc de l'alliage serait une opération facile. Mais, malheureusement, l'oxyde de zinc, qui forme avec l'oxyde de plomb une masse pâteuse épaisse, retient de si grandes quantités d'alliage qu'une séparation de celles-ci d'avec la quantité totale de l'alliage est rendue par cela même illusoire.

Un alliage fortement mélangé d'oxyde de zinc ne fond plus, à cause de l'infusibilité de cet oxyde.

Dans ces circonstances, la quantité du plomb que l'on peut extraire par ressuage de l'alliage ternaire dépend du mode de traitement auquel ce dernier doit être soumis. Si l'on veut éliminer le zinc au moyen de vapeur d'eau injectée dans l'alliage fondu, le ressuage du plomb ne doit pas être poussé très loin, parce que autrement la fusibilité de l'alliage ternaire en souffrirait. Si, au contraire, on veut séparer le zinc par distillation, le ressuage du plomb doit être poussé beaucoup plus loin, parce que les oxydes qui auront pu se former, peuvent, dans le vase où a lieu la distillation, être réduits à l'état métallique par du charbon.

On désigne sous le nom d'*écume* ou d'*alliage riche* l'alliage ternaire dépouillé d'une partie de son plomb.

La liquation est effectuée soit dans des *chaudières*, soit dans des *fours à réverbère*. On n'emploie les chaudières que lorsqu'on travaille sur une petite échelle

et dans le cas où l'écume riche doit être traitée par la vapeur d'eau, en vue de l'élimination du zinc.

Les *chaudières* sont en fonte, et le mieux est de les établir à côté des chaudières à désargentation.

Leur fond doit être muni d'un *tube d'écoulement*, lorsque l'écume riche doit

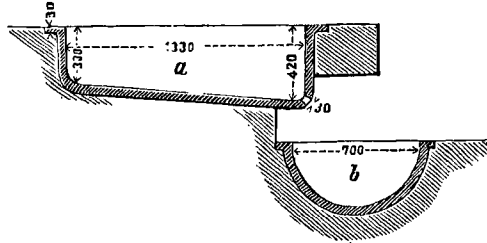


Fig. 329. — Chaudière de liquation (a) avec orifice de fond pour l'écoulement du plomb ressué et bassin de réception (b) pour ce dernier ; coupe verticale.

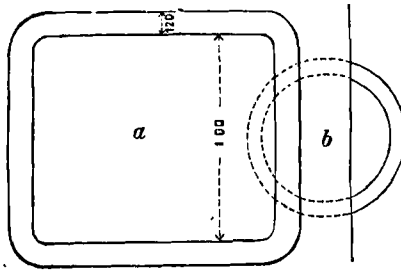


Fig. 330. — Chaudière de liquation avec orifice de fond et bassin de réception pour l'écoulement du plomb ressué ; coupe horizontale.

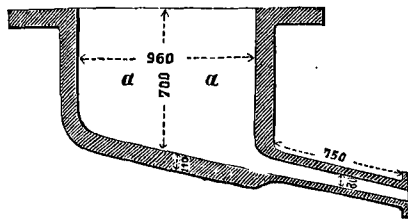


Fig. 331. — Chaudière de liquation avec tube de fond pour l'écoulement du plomb ressué ; coupe verticale.

être soumise à la distillation. L'emploi des chaudières sans tube d'écoulement n'est admissible que dans les cas où l'écume riche doit être fondue et ensuite dézinguée à l'aide de vapeur d'eau, par conséquent, dans le cas où l'on veut obtenir une écume riche en plomb. Dans ce dernier mode de liquation en chaudière, on ne peut pas obtenir une écume de zinc pauvre en plomb (sèche), parce que par l'élévation de la température une partie du plomb ressué est facilement redissoute par l'écume riche rassemblée à la surface du bain métallique et se sépare de nouveau, lors du refroidissement de ce dernier, sous forme d'écume

très-riche en plomb. Lorsqu'on emploie des chaudières sans tube d'écoulement pour des écumes qui doivent être soumises à la distillation, l'écume riche résultant du premier ressuage doit être de nouveau soumise à la liquation.

Les chaudières sans tube d'écoulement pour le plomb ressué sont des chaudières à désargement ordinaires, lorsque l'écume riche doit être traitée par la vapeur d'eau. Dans le cas contraire, ce sont des chaudières plus petites.

Les chaudières avec orifice de fond ou tube pour l'écoulement du plomb offrent

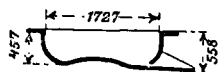


Fig. 332. — Chaudière de liquation américaine ; coupe verticale.



Fig. 333. — Chaudière à liquation américaine ; vue extérieure.



Fig. 334. — Chaudière américaine pour la réception du plomb ressué ; coupe verticale.

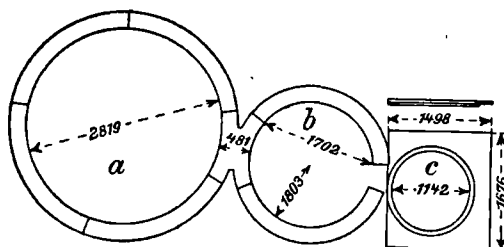


Fig. 335. — Ensemble des chaudières de désargement (a), de liquation (b) et de réception du plomb ressué (c) (dispositif américain) ; coupe horizontale.

différentes formes. Les figures 329 à 331 représentent des chaudières à liquation comme celles qui sont en usage sur le *Continent*. Le plomb ressué s'écoule de leur fond dans une autre chaudière établie au-dessous d'elles.

La forme des chaudières usitées aux *Etats-Unis de l'Amérique du Nord* est mise en évidence par les figures 332 à 334¹.

Les figures 332 et 333 représentent la chaudière de liquation ; la chaudière pour recevoir le plomb ressué est représentée dans la figure 334. Le fond de la chaudière à liquation est convexe afin de raccourcir autant que possible la voie d'écoulement du plomb. La figure 335 représente l'ensemble des trois chaudières de désargement, de liquation et de réception ; chaque chaudière a son foyer à grille particulière. *a* est la chaudière à désargement, *b* la chaudière de liquation et *c* la chaudière de réception du plomb ressué.

¹ Hofman, *Metallurgy of Lead*.

La disposition des chaudières de liquation à *Freiberg* est représentée dans les figures 325 à 328 (p. 485).

Les fours à réverbère donnent plus rapidement une écume riche sèche. Il ne

Fig. 336. — Four de liquation de Port-Pirie (Australie méridionale); coupe longitudinale.

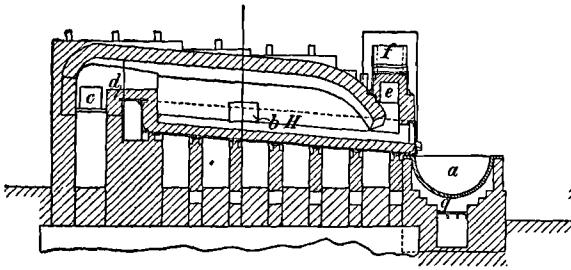


Fig. 337. — Four de liquation de Port-Pirie; coupe transversale.

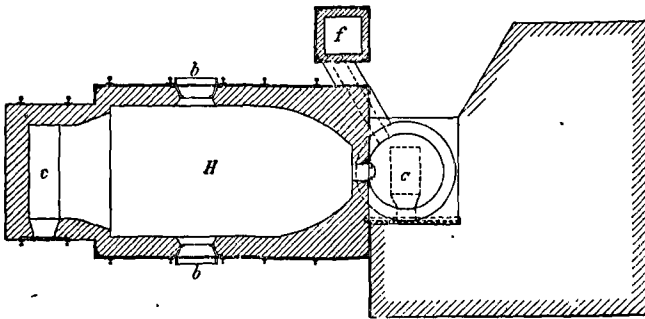
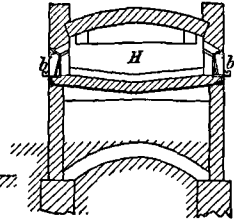


Fig. 338. — Four de liquation de Port-Pirie; coupe horizontale.

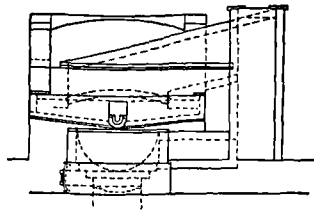


Fig. 339. — Four de liquation de Port-Pirie; vue antérieure.

se forme pas plus d'oxydes avec la flamme maintenue réductrice que lorsqu'on se sert de chaudières.

La sole est en fonte ou en briques réfractaires.

Devant la sole, qui est inclinée, se trouve une chaudière chauffée pour recevoir le plomb ressué. La sole en fonte repose sur un lit de matières réfractaires, qui ont été pilonnées dans une cuvette en fonte. Elle a une longueur de 3^m, une largeur de 1^m,50, une hauteur de 0^m,101 et une inclinaison de 0^m,076 vers la

rigole d'écoulement. Si le four a sur chacun de ses côtés longs deux ouvertures de travail, on peut soumettre l'écume à un pelletage continu.

A *Omaha*, la sole du four représente une cuvette en fonte qui est garnie de briques réfractaires épaisses de 0^m,228. En 24 heures, on liquate dans ce four 12 tonnes d'écume de zinc.

Le four de liquation de la *Broken-Hill Proprietary Company*, à *Port-Pirie*, dans l'*Australie méridionale*, est représenté par les figures 336 à 339. *c* est le foyer ; *b*, *b* sont les portes de travail ; *a* est la chaudière en fonte placée devant le four pour recevoir le plomb ressué ; elle est chauffée par le foyer *g*. Les gaz du foyer *c* passent par le rampant *e* dans la cheminée *f*.

Dans ce four, on charge 1,75 à 2 tonnes d'écumes de zinc, qui sont ressuées en 4 heures, avec une dépense en houille de 140 kilogr. Le four est desservi par un ouvrier dans la journée.

A *Freiberg*, la liquation est effectuée deux fois (dans de petites chaudières). L'écume de zinc obtenue dans la première chaudière est placée dans une seconde chaudière et encore liquatée. Le plomb, résultant de ces liquations, lequel renferme 0,03 p. 100 d'argent et 1,30 p. 100 de zinc, retourne à la désargentation.

La liquation fournit de l'écume riche et du plomb ressué.

L'écume riche contient 1 à 10 p. 100 d'argent. Si elle doit être fondue et décomposée par la vapeur d'eau, elle doit être riche en plomb, et c'est pour cela qu'elle contient moins d'argent que l'écume riche qui doit être soumise à la distillation. La composition de l'écume riche de la première sorte, telle qu'elle est préparée au *Harz Inférieur* et l'était à *Lautenthal*, est mise en évidence par les analyses suivantes, effectuées par *Rösing* :

	Ecume riche de plomb d'œuvre d'Altenuau	Ecume riche de plomb d'œuvre de Lautenthal
Plomb	75,675	77,820
Oxyde de plomb.	4,750	4,000
Zinc	11,780	12,110
Oxyde de zinc	0,600	0,440
Cuivre	1,120	0,820
Argent	1,855	2,420
Oxyde de bismuth.	1,720	0,370
Oxyde d'antimoine	0,630	0,980
Acide arsénieux.	traces	—
Peroxyde de fer.	1,870	1,040
Cadmium	traces	traces
Nickel	traces	traces

De 100 parties de plomb d'œuvre, on retirait à *Lautenthal* 6 parties d'écume riche.

L'écume de *Freiberg*, qui est soumise à la distillation, s'élève en moyenne à 2,23 p. 100 du poids du plomb d'œuvre et elle contient en moyenne pour 100 : 0,0153 d'or, 4,0510 d'argent, 53,200 de plomb, 2,680 de cuivre et 39,700 de zinc.

L'écume qui se produit après l'addition de la première dose de zinc au plomb d'œuvre s'élève, après le ressuage du plomb, à 1,73 p. 100 du poids du plomb d'œuvre et elle contient 0,0174 p. 100 d'or et 4,670 p. 100 d'argent.

L'écume qui se forme après l'addition de la deuxième dose de zinc est égale,

après le ressuage du plomb, à 0,31 p. 100 du poids du plomb d'œuvre et renferme 0,0016 p. 100 d'or et 2,530 p. 100 d'argent.

Enfin, l'écume résultant de la troisième addition de zinc est égale à 0,21 p. 100 du poids du plomb d'œuvre et contient une trace d'or et 1,20 p. 100 d'argent.

L'écume préparée aux *Etats-Unis de l'Amérique du Nord* (Newark, Pittsburgh, Cheltenham, Chicago, Aurora, Kansas-City, Omaha, Pueblo) tient 4 à 10 p. 100 d'argent ; elle est généralement soumise à la distillation.

Le plomb ressué renferme des quantités assez grandes d'argent et à cause de cela il retourne à la désargentaion.

A *Freiberg*, sa teneur en argent s'élève, par exemple, à 0,032 p. 100.

Aux *Etats-Unis* de l'Amérique du Nord, le plomb d'œuvre traité renfermant 0,75 p. 100 d'argent, la teneur en argent du plomb ressué de l'écume de zinc aurifère s'élève à 0,300-0,600 p. 100, et celle du plomb ressué de la première écume de zinc-argent est seulement égale à 0,093-0,1244 p. 100.

Traitement du plomb désargenté.

Le plomb désargenté est raffiné directement dans les chaudières à désargentaion, ou bien il est écoulé dans une chaudière de raffinage ordinaire, ou bien encore il est raffiné dans un four. Lorsque le plomb est antimonioux, l'élimination du zinc doit être suivie de celle de l'antimoine.

Les différents modes de raffinage ont déjà été décrits précédemment dans le Chapitre de la Métallurgie du plomb (voy. p. 393).

La *consommation de combustible* pour le raffinage du plomb d'œuvre en four à réverbère, sa désargentaion, la liquation de l'écume de zinc et le raffinage du plomb désargenté en fours à reverbère s'élève en moyenne aux *Etats-Unis de l'Amérique du Nord* à 330 livres de houille par tonne de plomb d'œuvre non raffiné, c'est-à-dire à 14-15 p. 100 du poids du plomb d'œuvre.

A l'usine de *Lautenthal*, la consommation en combustible pour la désargentaion du plomb d'œuvre, la liquation de l'écume de zinc et le raffinage du plomb désargenté s'élève à 9,76 p. 100 du poids du plomb d'œuvre. Le raffinage a lieu dans les chaudières à désargentaion. Une chaudière contient environ 30 tonnes de charge.

A *Port-Pirie*, les chaudières dans lesquelles se fait la désargentaion supportent 150 charges, celles dans lesquelles est effectué le raffinage du plomb désargenté en supportent 50.

A *Cheltenham* près *Saint-Louis*, les chaudières à désargenter supportent 200 à 300 charges (la charge = 36 tonnes).

A *Omaha*, une grande chaudière dure 6 mois (300 charges de 48 tonnes chacune).

2. — Transformation de l'alliage ternaire en plomb riche en argent.

La transformation de l'alliage ternaire en plomb riche en argent a lieu par élimination du zinc qu'il renferme. Cette élimination peut être obtenue :

- a. Par distillation du zinc de l'écume riche,
- b. Par fusion de l'écume riche en four à cuve avec des scories ferrugineuses,
- c. Par séparation du zinc de l'écume riche par coupellation,
- d. Par fusion de l'écume de zinc avec des chlorures alcalins,

e. Par oxydation du zinc à l'aide de la vapeur d'eau et séparation par lixiviation de l'oxyde de zinc du mélange obtenu d'oxyde de zinc, d'oxyde de plomb et de plomb argentifère.

On a aussi tenté d'éliminer le zinc de l'alliage ternaire au moyen de l'électrolyse, mais jusqu'à présent les expériences effectuées dans ce sens n'ont pas donné de résultats favorables.

Les seules méthodes dans lesquelles on récupère le zinc sous forme utilisable sont la *distillation du zinc* et l'*oxydation de ce métal à l'aide de vapeur d'eau* combinée avec l'élimination par lixiviation de l'oxyde de zinc du mélange obtenu d'oxyde de zinc, d'oxyde de plomb et de plomb argentifère.

Dans le premier cas, on obtient le zinc à l'état métallique, dans le second à l'état de carbonate basique, d'oxyde ou de sulfate.

Dans toutes les autres méthodes, le zinc est perdu.

Comme le zinc distillé peut de nouveau servir à la désargentation, on devra, à cause des hauts prix actuels de ce métal, malgré les différents défauts de la méthode par distillation, dont le principal est le rendement en argent comparativement bas, préférer malgré cela cette méthode à toutes les autres, même à celles qui donnent le zinc sous forme de carbonate basique, d'oxyde ou de sulfate. Mais on emploiera, de préférence à la distillation, la fusion de l'écume de zinc ou l'oxydation du zinc par la vapeur d'eau pour l'écume cuivreuse aurifère, qui contient relativement peu de zinc et donne ce dernier sous forme d'un produit oxydé (*blue powder* — poudre bleue).

Les méthodes qui séparent le zinc à l'état de carbonate basique, d'oxyde ou de sulfate fournissent un rendement en argent plus élevé que la distillation, mais il ne peut en être question que lorsque les combinaisons de zinc dont il s'agit sont à un prix élevé.

La fusion de l'écume riche en fours à cuve avec des scories ferrugineuses est la méthode d'élimination du zinc la moins coûteuse. Mais elle fournit un rendement en argent comparativement bas et le zinc est complètement perdu. Elle ne peut par suite être recommandée que lorsque le prix de ce dernier métal est peu élevé.

L'élimination du zinc de l'écume riche par traitement de celle-ci au four de coupellation entraîne de grandes pertes d'argent et le zinc est perdu. Cette méthode ne devrait donc être jamais employée.

La fusion de l'écume riche avec des chlorures alcalins donne également lieu à des pertes d'argent considérables et elle fournit le zinc sous forme d'une scorie sans valeur. Aussi, ce procédé n'a-t-il été employé que pendant peu de temps et il doit être complètement rejeté.

a. — Distillation du zinc de l'écume riche.

Ce procédé a l'avantage de permettre d'éliminer rapidement le zinc de l'écume riche et de récupérer la majeure partie de ce dernier à l'état métallique, mais elle a aussi des inconvénients, car il se produit des pertes d'argent et de zinc par volatilisation, lorsque les cornues ont perdu leur imperméabilité, et les crasses restées dans celles-ci retiennent de l'argent et du zinc.

Le procédé est d'ailleurs très-simple. On chauffe l'écume riche jusqu'au point de fusion du zinc dans des vases distillatoires munis d'un récipient. Le zinc se volatilise et il est recueilli dans ce dernier sous forme de métal et aussi partielle-

ment sous forme d'un mélange de métal et d'oxyde ou à l'état d'oxyde, tandis que le plomb argentifère reste dans le vase distillatoire.

La *matière des vases distillatoires* doit être composée de façon qu'elle ne soit attaquée ni par le plomb contenu dans l'écume de zinc, ni par la cendre incandescente du combustible. C'est pour cela qu'on emploie des vases en *argile con-*

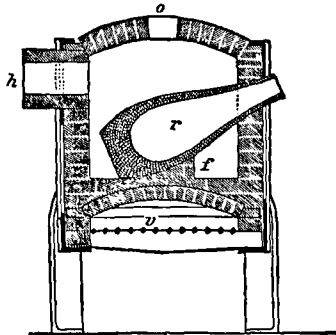


Fig. 310. — Four à bascule (Kippofen) avec sa cornue pour la distillation du zinc de l'écume riche ; coupe verticale par la cornue.

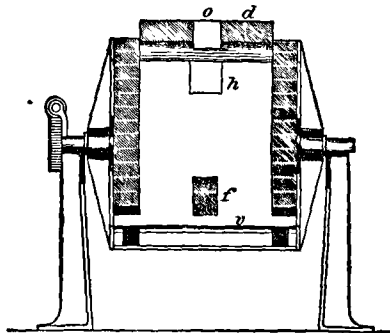


Fig. 311. — Four à bascule pour la distillation du zinc de l'écume riche ; coupe verticale en avant de la cornue.

tenant du graphite ou des vases en argile munis intérieurement d'un revêtement de graphite ou de charbon de bois.

La *forme* de ces vases est ordinairement celle de poires, de tubes ou de creusets. Les récipients sont soit de vieilles cornues, soit des tubes en argile coniques, ou des tubes en argile cylindriques munis d'un renflement ou bien encore des boîtes en fonte.

Les *fours*, dans lesquels sont placés les vases distillatoires, peuvent être à bascule ou fixes. Ils sont chauffés au coke, à la houille ou au gaz. Les fours qui produisent le travail le meilleur et le moins coûteux sont les *fours à tubes fixes avec chauffage au gaz*. On les emploiera donc toujours pour la distillation de l'écume riche, si les conditions locales le permettent.

Les fours à bascule ou oscillants, dits *Kippöfen*, ne sont plus maintenant chauffés qu'avec du coke. *Faber du Faur* avait proposé un four à bascule pour

le chauffage au gaz ou à la houille, mais ce dispositif n'est pas entré définitivement dans la pratique.

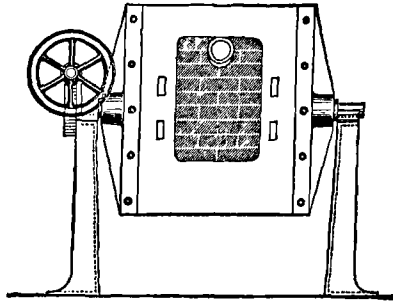


Fig. 342. — Four à bascule pour la distillation du zinc de l'écume riche ; vue antérieure.

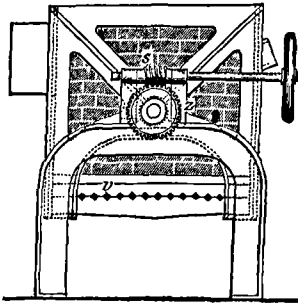


Fig. 343. — Four à bascule pour la distillation du zinc de l'écume riche ; vue latérale montrant le dispositif pour faire basculer le four.

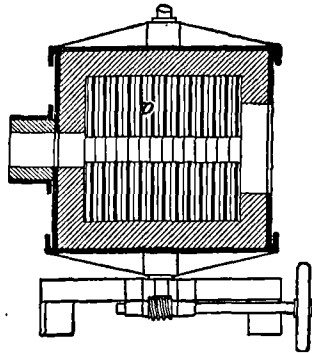


Fig. 314. — Four à bascule pour la distillation du zinc de l'écume riche : coupe horizontale.

Les fours à bascule chauffés au coke, appelés, du nom de leur inventeur, *fours de Faber du Faur*, sont actuellement généralement en usage aux *Etats-Unis* de l'Amérique du Nord. Ils ont été employés pour la première fois dans l'usine de *Balbach*, près *Newark* (Etat de *Néw-Jersey*). Sur le continent, ils sont en usage à *Mechernich* (Provinces rhénanes).

Ces fours présentent une forme à peu près cubique et ils sont suspendus sur

des tourillons, qui permettent de leur imprimer, comme au convertisseur Bessemer, un mouvement de rotation, afin de vider la cornue qu'ils renferment. Un four n'a jamais qu'une seule cornue.

La disposition de ces fours est mise en évidence par les figures 340 à 344. Les côtés du four sont munis d'une enveloppe en fonte, qui reçoit une garniture de briques réfractaires. La couverture est fermée par une voûte *d*, dans laquelle est ménagée une ouverture *o* pour l'introduction du coke. La cornue *r* est en forme de poire et elle repose sur un petit support *f* en briques réfractaires, établi lui-même sur une couche de briques également réfractaires. Ces dernières sont supportées par une voûte, comme dans le dispositif représenté par la figure 340, ou par une plaque de fer. *h* est le rampant. Le mouvement de rotation du four est produit à l'aide de la vis sans fin *s* et de la roue dentée *z*. *v* est la grille ; celle-ci se compose de deux séries de barreaux en fer placés sur l'un de leurs angles. Le four a 1^m,50 de côté et il contient environ 120 kilogr. d'écume riche. Actuellement, ces fours sont construits avec de plus grandes dimensions, de façon que les cornues renferment 400 à 500 kilogr. d'écume. L'épaisseur du revêtement du four, qui était autrefois de 0^m,114, est réduite maintenant à 0^m,057. On a aussi donné aux fours la disposition de *water-jackets furnaces* (fours à chemise d'eau), c'est-à-dire qu'on les a munis d'une double enveloppe en fer dans laquelle circule de l'eau.

Autrefois, on fabriquait les cornues avec de l'argile brute et cuite mélangée avec 25 p. 100 de graphite. Maintenant, on les fait en graphite additionné d'une quantité d'argile suffisante pour en assurer la conservation. *Hofman*¹ indique 50 p. 100 d'argile. Une cornue contenant 450 à 500 kilogr. d'écume riche a une hauteur de 0^m,914 et une largeur de 0^m,203 au col, de 0^m,457 à la panse et 0^m,330 au fond. Au col, l'épaisseur de la paroi est de 0^m,028 et en allant vers le fond elle s'accroît jusqu'à 0^m,050.

Les fours sont établis les uns à côté des autres sur un des côtés du canal conduisant à la cheminée ou sur les deux côtés de ce dernier ou bien installés au nombre de 6 à 8 autour d'une cheminée centrale.

Conduite de la distillation. — La cornue ayant reçu peu à peu une charge complète, on la porte rapidement au rouge blanc et on l'y maintient. L'écume est mélangée avec 1 à 3 p. 100 de charbon de bois. Lorsque la charge de la cornue est complète, on adapte à celle-ci un récipient, une vieille cornue, et l'on bouche les joints avec de l'argile. La distillation marche maintenant d'autant plus rapidement que la température est plus élevée. Dès qu'il ne se rassemble plus de vapeurs de zinc dans le récipient, la distillation est terminée. On enlève alors ce dernier et, faisant basculer le four, on écoule le plomb liquide contenu dans la cornue, en le recevant dans une marmite à scories amenée devant le four. Les crasses restées dans la cornue sont râclées et le four est ensuite ramené dans sa position primitive. On introduit dans la cornue un peu de poudre de charbon de bois, afin de préserver de l'oxydation les particules de plomb qui y sont restées et on recommence à la charger. Il faut pour vider et charger la cornue 20 minutes environ.

La durée de l'opération est de 6 à 8 heures ; elle est de 8 heures, par exemple, à *Omaha*, avec une charge de 450 kilogr. Une cornue supporte 30 à 40 charges, en moyenne 30, à *Omaha*, par exemple. La consommation de coke pour la dis-

¹ *The Metallurgy of Lead.*

tillation s'élève en moyenne pour 1 tonne (2000 livres) d'écume riche à 0,550 t. (1100 livres). Un homme peut dans la journée de 12 heures desservir 2 à 4 fours. Du zinc contenu dans l'écume, on récupère environ 75 p. 100 à l'état de métal. On obtient le reste sous forme de poudre oxydée, dite *blue powder* (poudre bleue). De la quantité totale du zinc employé à la désargentation, on retire à l'état métallique par la distillation 50 à 60 p. 100. La poudre bleue retient encore 17 à 18 onces d'argent à la tonne et elle est difficile à utiliser. Une partie est expédiée en Europe aux usines à zinc.

A *Cheltenham*, près Saint-Louis, la charge de la cornue est de 590 livres. La durée d'une distillation est de 8 heures et on consomme 450 livres de coke.

Deux fours sont desservis par un ouvrier.

A *Omaha*, 800 à 900 livrés d'écume sont chargées dans une cornue et distillées en 6 heures.

Le plomb riche résultant de la distillation tient en moyenne 10 p. 100 d'argent.

Les fours fixes renferment comme vases à distillation des cornues, des tubes ou des creusets. Ils sont chauffés au coke, à la houille ou au gaz.

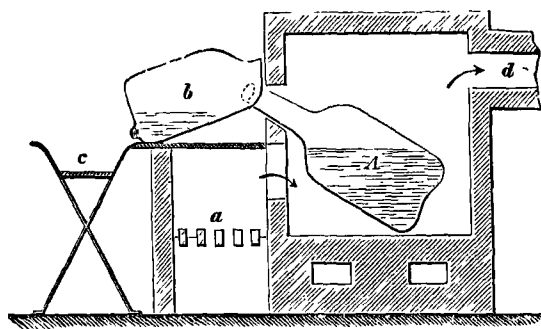


Fig. 345. — Four fixe de Cheltenham pour la distillation de l'écume riche.

Ces fours ne sont que rarement employés aux Etats-Unis. Parmi les fours de cette sorte, nous mentionnerons le four dont on se sert à Cheltenham, près Saint-Louis, en même temps que celui de Faber du Faur, et celui de Tatham.

Le four en usage à *Cheltenham* est représenté par la figure 345 ; il est chauffé à la houille. *a* est la grille, *A* la cornue de graphite, *b* le récipient, *d* le rampant. La charge est 630 livres d'écume riche, la consommation en houille de 700 livres par charge. La distillation dure 8 à 10 heures.

Le plomb riche est écoulé par le fond de la cornue.

Le four *Tatham*, qui est en usage aux *Delaware lead works* est chauffé au coke ; il est représenté par la figure 346. *a* est la cornue ; *b, b, b* sont les trois ouvertures du rampant. Le coke est chargé par en haut. La cendre est retirée par l'ouverture *z*. La charge s'élève à 500 livres. Le plomb riche est écoulé par le fond de la cornue, tandis que les résidus sont retirés par le col de celle-ci.

Le four avec chauffage à la houille, qui est employé à *Port-Pirie* (*Australie méridionale*), est représenté par les figures 347 à 349. *a* est la cornue, *b* la grille, *c* le canal conduisant à la cheminée. Quatre de ces fours sont établis l'un à côté de l'autre dans le même massif. La charge des cornues est de 750 livres. La con-

somation en houille pour la distillation d'une charge s'élève à 100 p. 100 du poids de l'écume riche. En 24 heures on distille deux charges. Une cornue sup-

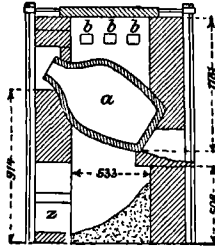


Fig. 346. — Four Tatham fixe des usines à plomb de Delaware pour la distillation de l'écume riche.

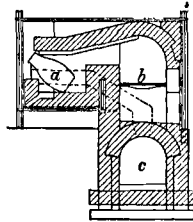


Fig. 347. — Four fixe de Port-Pirie pour la distillation de l'écume riche ; coupe verticale suivant AB de la figure 318.

Fig. 348. — Four fixe de Port-Pirie ; coupe verticale suivant CD de la figure 349.

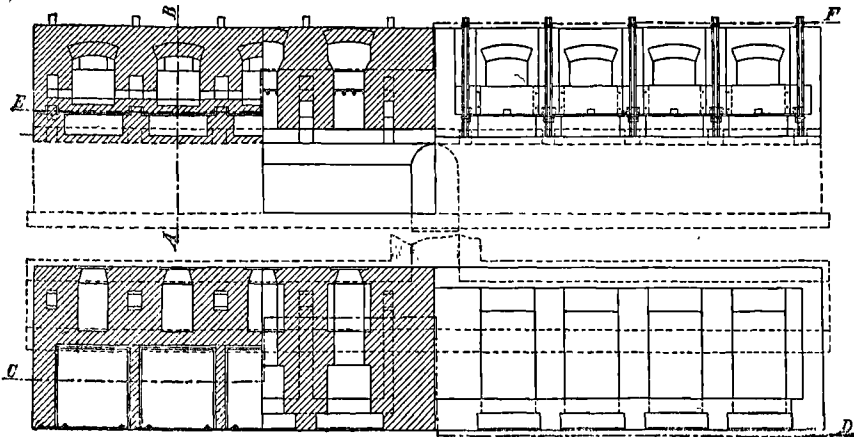


Fig. 349. — Four fixe de Port-Pirie ; coupe horizontale suivant EF de la figure 318.

porte en moyenne 30 charges ; 1 ouvrier dessert 4 fours. Le plomb riche obtenu contient 45 p. 100 d'argent.

Dans la plupart des usines du continent européen, on emploie des fours fixes avec *vases distillatoires de forme tubulaire* et chauffage au gaz (Friederichshütte, Braubach, Ems, Binsfeldhammerhütte et Münsterbusch, près Stolberg, Hoboken

près Anvers). Le nombre des tubes va jusqu'à 5. Ils se composent entièrement de graphite additionné de la quantité d'argile nécessaire ou d'argile avec revête-

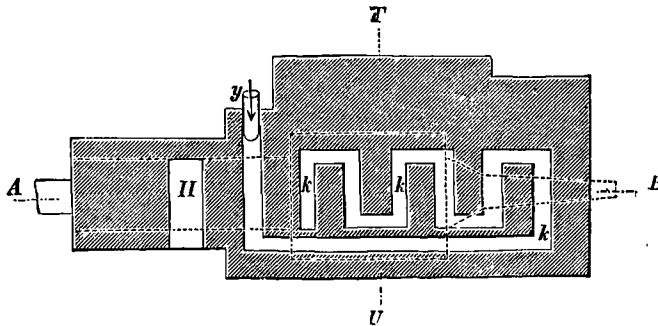


Fig. 350. — Four à gaz de Friederichshütte pour la distillation de l'écume riche ; coupe horizontale suivant QS de la figure 351.

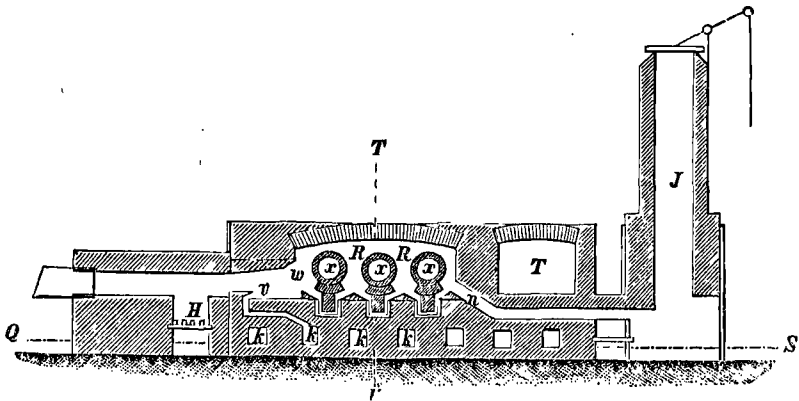


Fig. 351. — Four à gaz de Friederichshütte pour la distillation de l'écume riche ; coupe verticale suivant AB de la figure 352.

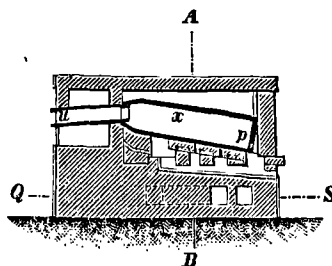


Fig. 352. — Four à gaz de Friederichshütte pour la distillation de l'écume riche ; coupe verticale suivant TU de la figure 351.

ment intérieur d'argile et de charbon (coke, charbon de bois, houille, graphite) (brevet Landsberg). Les plus grands tubes ont 0^m,60 de longueur et 0^m,70 de diamètre et contiennent 1 tonne d'écume de zinc (Binsfeldhammerhütte). Les réci-

pients sont cylindriques, avec ou sans renflement, ou coniques. En grande moyenne, les vases à distillation supportent 30 charges

Les figures 350 à 352 représentent la disposition de l'*ancien four de Friederichshütte dans la Silésie supérieure*, avec 3 cornues placées l'une à côté de l'autre (les nouveaux ont 5 cornues). H est le gazogène, R le laboratoire. L'air pour la combustion pénètre par *y*, il traverse les canaux *k*, *k* et arrive échauffé par la fente *v* dans l'espace *w*, où il se mélange avec le gaz. *α*, *α* sont les vases distillatoires en graphite et argile réfractaire ; *u* sont les récipients pour recueillir le zinc. Le plomb liquide, une fois la distillation achevée, est écoulé par *p*. Les gaz de la combustion passent par le canal *n* dans la cheminée *J*.

Dans ces derniers temps, on a établi des fours avec 5 cornues tubulaires juxtaposées. La charge d'une cornue est de 250 kilogr. d'écume riche. La distillation d'une charge exige 12 heures. On écoule ensuite le plomb riche, après quoi on charge à nouveau 150 kilogr. d'écume, puis on distille encore pendant 12 heures, et on écoule le nouveau plomb riche obtenu. Aux résidus restés dans la cornue, on ajoute 25 kilogr. de plomb ressué de la liquation de l'écume de zinc, lequel contient environ 0,003 p. 100 d'argent ; cette addition a pour but l'extraction de la majeure partie de l'argent des résidus ; après un chauffage d'une heure, on perce le plomb enrichi à 0,75 p. 100 d'argent. Le plomb ressué ajouté aux résidus est sous forme de petits lingots du poids de 12,5 kilogr. (Les résidus de cette dernière opération sont fondus pour plomb riche avec des scories d'affinage du fer et de la chaux.) Une cornue dure en moyenne 35 jours, avec un travail continu. Pour le traitement de 100 tonnes d'écume riche, on use environ 7 cornues. La consommation en combustible, y compris la poudre de charbon introduite dans la cornue comme agent de réduction et de désagrégation, s'élève à 95 p. 100 du poids de l'écume riche.

L'écume de zinc liquatée, qui a été obtenue par la désargentation du plomb d'œuvre produit à Friederichshütte avec une teneur en argent de 0,05 à 0,10 p. 100 et ensuite liquaté, fournit à la distillation du plomb riche tenant en moyenne 1 p. 100 d'argent. Ce dernier est de nouveau désargenté par le zinc. La nouvelle écume obtenue est, après liquation, également soumise à la distillation comme il vient d'être dit et elle fournit alors un plomb riche tenant 7 p. 100 d'argent, qui est coupellé.

Dans la campagne 1892-93, le rendement de l'écume de zinc liquatée s'est élevé à :

68	p. 100 de plomb riche.
14	— de zinc.
10	— de crasses.

A *Braubach*, un four contient deux cornues placées l'une à côté de l'autre.

La charge d'une cornue est de 275 kilogr. d'écume riche, à laquelle on ajoute 1 p. 100 de charbon de bois. La distillation dure 12 à 13 heures. On obtient 60 p. 100 de plomb tenant 10 à 12 p. 100 d'argent et 2 p. 100 de zinc, 3 p. 100 de crasses avec 70 p. 100 de zinc, 20 p. 100 de cuivre et 35 p. 100 de zinc. Les cornues sont fabriquées d'après le brevet Landsberg. Une cornue supporterait 150 distillations. La consommation en combustible (houille) s'élève à 60-70 p. 100 du poids de l'écume riche.

A *Hoboken, près Anvers*, on se sert de fours à gaz et de cornues analogues à ceux de Braubach, on emploie pour 100 parties d'écume riche 55 à 70 parties de houille et 1 partie de charbon de bois, et on obtient 11 à 16 p. 100 de résidus

dans les cornues. (A Hoboken, on a aussi mis en marche, à titre d'essai, un four à bascule de Faber du Faur, qui travaille avec beaucoup plus de frais que le four à gaz en question. Pour la même quantité d'écume riche, il consomme deux fois plus de coke que le four à gaz, il use beaucoup plus de cornues et fournit plus de résidus dans celles-ci. La supériorité des fours à gaz comparés aux fours à bascule avec chauffage au coke se trouve ainsi nettement démontrée.)

A *Freiberg*, la distillation du zinc de l'écume riche est effectuée dans des *creusets en graphite* (fabriqués dans le brevet Morgan), qui sont établis chacun dans un four à vent rond. (de 0^m,79 de diamètre et de 0^m,90 de profondeur jusqu'à la surface de la grille). Le chargement se fait par en haut, après l'enlèvement du couvercle du four, lequel se compose de plaques d'argile.

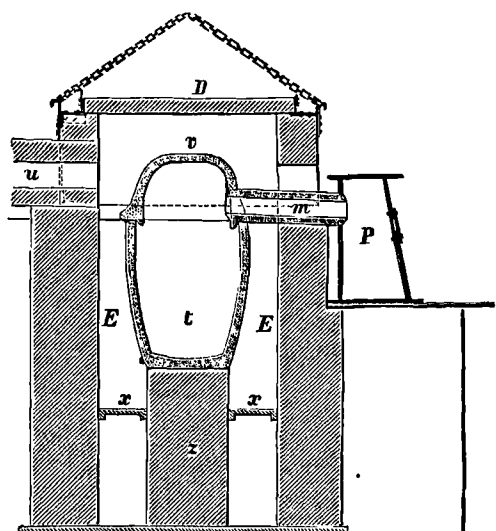


Fig. 353. — Four à vent avec creuset en graphite pour la distillation de l'écume riche à Freiberg.

Le creuset (qui a 40^{cm} de diamètre supérieurement, 55^{cm} de hauteur et 5^{cm} d'épaisseur) est muni d'un chapiteau également en graphite de 20^{cm} de hauteur et d'un tube abducteur de même matière (ce tube a 50^{cm} de longueur, 80^{mm} de diamètre intérieur et 25^{mm} d'épaisseur de paroi). Ce dernier débouche dans une boîte en fer (de 50^{cm} de hauteur, de 17^{cm},5 de largeur supérieurement et de 25^{cm} inférieurement), dans laquelle se condensent les vapeurs de zinc.

La disposition du four avec le creuset et le récipient est mise en évidence par la figure 353.

t est le creuset avec son chapiteau mobile *v*. *E* est le laboratoire, *x* la grille. *m* est le tube abducteur des vapeurs de zinc, *P* le récipient en fonte. Le creuset repose sur le support *z* et peut, après l'enlèvement du couvercle *D*, être retiré du laboratoire. Comme combustible, on se sert de coke, que l'on accumule sur la grille autour du creuset. Les gaz de la combustion se rendent par le canal *u* dans la cheminée.

L'écume de zinc, mélangée avec 1 p. 100 de charbon en poudre grossière,

est introduite dans le creuset, après que le fond de ce dernier a été recouvert d'une couche mince de morceaux de charbon. La charge est de 225 kilogr. Le chapiteau ayant été luté sur le creuset, on remplit l'espace libre entre ce dernier et les parois du four avec des morceaux de coke de la grosseur d'une noix à celle d'un œuf de poule et sur le chapiteau on place jusqu'à la moitié de sa hauteur des morceaux de coke incandescent. Cela fait, on met en place le couvercle du four. Dès que de l'oxyde de carbone s'échappe du tube abducteur, on met le couvercle du condensateur. Le zinc se rassemble dans ce dernier sous forme d'une masse compacte.

La distillation de la charge dure 8 à 9 heures.

De 100 parties d'écume riche, on retire à la distillation :

57,17 parties de plomb riche tenant 0,0186 p. 100 d'or et 7,35 p. 100 d'argent,
 5,85 parties de résidus avec 0,112 p. 100 d'or, 4,608 p. 100 d'argent et 3,5 p. 100
 de cuivre,
 29,54 parties de zinc métallique et
 6,35 parties de zinc dans 7,22 parties de poussière et de crasses de zinc.

De la teneur en zinc de l'écume riche, on récupère 90,4 p. 100, c'est-à-dire 50 p. 100 du zinc employé à la désargenterie.

La consommation en combustible à s'élève 180-200 kilogr. de coke pour 200 à 225 kilogr. d'écume riche. Un creuset supporte 80 charges.

A *Bagill*, en Angleterre, on emploie également des creusets de graphite pour la distillation du zinc de l'écume riche.

La charge s'élève à 245-285 kilogr. pour un creuset. La durée de la distillation est de 8 heures. Pour une charge, on emploie 160 kilogr. de coke (de la meilleure sorte). On retire en zinc 15 p. 100 du poids de l'écume riche, c'est-à-dire 45 p. 100 du zinc passé dans la désargenterie. Les résidus des cornues s'élèvent à 15 p. 100 du poids de la charge. Ils sont révivifiés en fours à reverbère avec de la litharge riche.

Pour le traitement de 1000 tonnes d'écume riche, on use 94,6 creusets (à 125 fr. la pièce) et on consomme 625 tonnes de coke. Le procédé par distillation en creusets chauffés au coke est donc moins avantageux que la distillation avec chauffage au gaz.

Rosiny a proposé d'effectuer la distillation du zinc de l'écume riche à l'aide de fonte liquide surchauffée. Sous l'influence de la haute température du fer, le zinc est volatilisé, tandis que le plomb argentifère se rassemble sous le fer liquide. L'opération doit être pratiquée dans des vases munis d'un revêtement basique et placés dans des fours à bascule (*Kippöfen*). Lorsqu'on fait basculer ces derniers, le fer s'écoule d'abord et ensuite le plomb riche ; le fer sert pour une nouvelle opération. Jusqu'à présent ce procédé n'est pas entré dans la pratique.

Comme le zinc entre en ébullition dans le vide à une température beaucoup plus basse qu'à la pression atmosphérique ordinaire, on peut se demander si on ne pourrait pas imaginer des appareils pour la distillation du zinc dans le vide.

b. -- Fusion au four à cuve de l'écume riche avec des scories ferrugineuses.

En fondant l'écume riche dans des fours à cuve avec des scories ferrugineuses (scories de puddlage), on peut scorifier la majeure partie du zinc et volatiliser le reste, et obtenir l'argent à l'état d'alliage plomb-argent. En opérant sous une

pression de vent peu élevée, on peut restreindre autant que possible les pertes d'argent et de plomb par volatilisation.

Ce procédé, imaginé par *Flach* et *Siéger* et connu sous le nom de *procédé Flach*, n'entraîne de grandes pertes en argent par scorification et volatilisation que lorsque la teneur en zinc de l'écume riche est tant soit peu élevée. Ces pertes sont d'autant plus faibles que la teneur en plomb de l'écume est plus grande par rapport à la teneur en zinc de celle-ci. Mais alors on obtient un plomb riche pauvre en argent, qui à son tour donne lieu à des pertes en argent à la coupellation.

Mais avec une écume riche en plomb, la scorie produite n'est pas sans valeur et ne peut pas, par suite, être rejetée ; elle doit, au contraire, en vue de l'extraction de son argent, rentrer dans d'autres opérations que, par suite de sa teneur élevée en zinc, elle rend plus difficiles et plus coûteuses et dans lesquelles elle donne lieu à de nouvelles pertes en plomb et en argent par scorification et volatilisation.

Dans ce procédé, le zinc est complètement perdu. Il est simple dans son exécution et peu coûteux, et c'est pour cela qu'autrefois il était généralement employé. Mais, à cause des inconvénients qui viennent d'être signalés, il a été abandonné par la plupart des usines et remplacé par la distillation du zinc de l'écume riche.

Tant que le prix du zinc sera assez élevé pour que la valeur du zinc retiré de l'écume par distillation couvre les frais de celle-ci et tant que les pertes en argent dans les deux procédés n'offriront pas de grandes différences, on devra préférer la distillation au procédé Flach.

c. — Élimination du zinc par coupellation de l'écume riche.

L'élimination du zinc de l'écume riche par fusion oxydante de celle-ci, opération dans laquelle la séparation du zinc est favorisée par une addition de litharge, entraîne de grandes pertes d'argent, parce qu'on obtient des crasses zingueuses riches en argent, qui doivent être soumises à un traitement en fours à cuve, qui donne également lieu à des pertes d'argent considérables.

Ce procédé, qui était autrefois pratiqué par quelques usines dans des fours de coupellation et était même combiné avec la coupellation du plomb argentifère, doit être rejeté, parce qu'il entraîne de grandes pertes d'argent et que le zinc est totalement perdu.

d. — Fusion de l'écume de zinc avec des chlorures alcalins.

Ce procédé a pour but la transformation du zinc au chlorure par incorporation de chlorures alcalins dans l'écume riche fondue. Il était autrefois en usage dans quelques usines du Continent, mais il a été abandonné depuis longtemps, parce qu'il était trop coûteux et trop compliqué, qu'il entraînait des pertes d'argent et que le zinc qui n'était pas volatilisé à l'état de chlorure passait dans une scorie zingueuse sans valeur.

e. — Oxydation du zinc à l'aide de la vapeur d'eau et élimination du zinc par lixiviation du mélange obtenu d'oxyde de zinc, d'oxyde de plomb et de plomb argentifère.

Ce procédé repose sur la décomposition de l'écume riche en plomb riche et en un mélange d'oxyde de zinc, d'oxyde de plomb et de plomb riche au moyen

d'une injection de *vapeur d'eau en tension* dans l'écume fondue, ainsi que sur la solubilité de l'oxyde de zinc dans les acides, ou dans une solution de carbonate d'ammonium. On obtient le zinc à l'état de carbonate basique, d'oxyde ou de sulfate. Parmi les différentes méthodes d'élimination du zinc de l'écume riche, c'est ce procédé qui fournit le rendement en argent le plus élevé, mais comme il est compliqué et coûteux, on ne peut l'employer que lorsque les produits secondaires zincifères qu'il fournit peuvent être écoulés à un prix élevé. Étant donné le haut prix du zinc, comparé à celui des produits en question, ce procédé est inférieur à la distillation.

Il exige une écume de zinc riche en plomb et par suite pauvre en argent, parce que, s'il n'en est pas ainsi, la décomposition de l'écume par la vapeur d'eau n'a lieu qu'incomplètement, par suite de la moins grande fusibilité de l'alliage ternaire.

Décomposition de l'écume riche par la vapeur d'eau.

Le procédé de décomposition de l'écume riche par la vapeur d'eau a été imaginé par *Cordurié* et appliqué pour la première fois dans l'usine de *Rothschild*, près *le Havre*. Il est désigné sous le nom de *procédé Cordurié*.

Il consiste à fondre l'écume dans une chaudière en fonte ou en acier fondu munie d'un chapiteau avec tube abducteur et à introduire dans les masses chauffées au rouge un courant de vapeur d'eau en tension (à 1,5 à 2 atmosphères).

L'écume fondue chauffée au rouge décompose, par le zinc qu'elle renferme, la vapeur d'eau en ses éléments. Le zinc se combine avec l'oxygène de celle-ci et l'hydrogène se dégage. Comme pendant la fusion aussi bien que pendant la décomposition, l'air atmosphérique ne peut pas être complètement exclu (il faut éviter toute tension sur le bain métallique, parce que autrement l'hydrogène donnerait lieu à des explosions), il s'oxyde, outre le zinc, une très-grande quantité de plomb. Il se forme de l'oxyde de zinc et de l'oxyde de plomb. Ces corps se mélangent d'abord avec la masse liquide, mais, au bout d'un certain temps, ils apparaissent à la surface du bain métallique sous forme d'une poudre poreuse vert-gris. Le plomb métallique restant inaltéré, lequel resse déjà en majeure partie pendant la fusion de l'écume, se rassemble au fond de la chaudière.

Une partie du plomb reste à l'état de petits globules dans la portion oxydée. Une partie du cuivre et de l'antimoine est oxydée par l'oxygène de l'air qui pénètre dans l'appareil, l'autre partie reste dans le plomb.

On obtient donc comme produit du traitement par la vapeur d'eau de l'écume riche fondue et chauffée au rouge une partie métallique composée d'un alliage plomb-argent et une partie oxydée contenant le zinc de l'écume à l'état d'oxyde et composée d'oxyde de zinc et d'oxyde de plomb mélangés avec une certaine quantité de plomb argentifère ; cette dernière partie se rassemble sur la partie métallique sous forme d'une poudre sèche.

A *Lautenthal* et *Altenau*, où l'écume riche de la composition indiquée précédemment (p. 494), est traitée par ce procédé, la partie métallique contient 2 à 4 p. 100 d'argent, la partie oxydée 1 à 2 p. 100.

La composition de la partie métallique et de la partie oxydée (oxydes zincueux) provenant des deux usines est mise en évidence par les analyses suivantes, dues à *Rösing* :

Partie métallique.

	Altenau.	Lautenthal.
Plomb	96,3448	95,1404
Zinc	0,0027	0,0023
Cuivre	0,8279	0,4645
Argent	2,4100	3,6500
Bismuth	0,0142	0,0169
Antimoine	0,3914	0,7201
Fer	0,0054	0,0044
Cadmium	traces	traces
Nickel	0,0036	0,0014

Partie oxydée (oxydes zingueux).

	Altenau.	Lautenthal.
Plomb	37,845	30,065
Oxyde de plomb . . .	32,140	36,870
Zinc	1,350	1,900
Oxyde de zinc	23,370	23,240
Cuivre	1,120	1,240
Argent	1,245	1,855
Oxyde de bismuth . .	0,430	0,440
Oxyde d'antimoine . .	1,060	0,570
Acide arsénieux . . .	traces	—
Peroxyde de fer . . .	1,440	3,820
Cadmium	traces	traces
Nickel	traces	traces

A *Lautenthal*, une partie de l'écume riche est fondue par quantités de 10 tonnes dans une chaudière en fonte, munie d'un chapiteau en tôle. La chaudière est disposée comme celle qui a été décrite à propos du raffinage du plomb page 399 (fig. 277 à 279). A cause de la présence de zinc et d'oxydes, la fusion est assez lente. Au bout de 8 heures, l'écume se trouve à l'état demi-fondu et rouge. Maintenant, on fait arriver au fond de la chaudière de la vapeur à 2 atmosphères de tension, qui agit immédiatement sur le zinc avec une grande énergie. Au bout de quatre heures, l'oxydation du zinc est terminée. On reconnaît que l'opération est arrivée à son terme, lorsqu'un échantillon prélevé sur le bain métallique ne laisse plus échapper de petites flammes de zinc.

Comme une certaine quantité de poussières argentifères est toujours entraînée par la vapeur d'eau, il faut diriger ces poussières ou fumées dans des tubes condensateurs aussi longs que possible, où elles déposent. Ces derniers doivent être munis à des intervalles déterminés d'ajutages avec fermeture hydraulique, afin de ménager une issue pour les gaz dans le cas où il se produirait une explosion, accident qui arrive facilement sous l'influence d'une augmentation de pression dans le chapiteau (au-dessus du bain métallique). C'est pour cela que les gaz doivent être immédiatement éliminés de ce dernier à l'aide d'un tube abducteur pourvu d'un bon tirage, que l'on favorise en injectant un courant de vapeur dans le tube.

Les poussières ou fumées de *Lautenthal* offrent la composition suivante :

Oxyde de zinc	95,60	Arsenic	traces
Zinc	0,12	Antimoine	0,17
Oxyde de plomb	28,20	Peroxyde de fer	0,34
Plomb	0,71	Alumine	0,24
Argent	0,03	Résidu insoluble	0,42
Cuivre	0,17		

Les fumées sont, en vue de l'extraction de leur argent, lessivées par des acides; l'argent reste dans le résidu.

Une chaudière supporte environ 12 charges. On retire de 100 parties (en poids) d'écume riche à peu près 50 à 54 parties de plomb riche et 46 à 50 parties d'oxydes. La consommation de combustible pour la décomposition de 100 parties (en poids) d'écume de zinc s'élève à 13 p. 100 de houille, dont 9 p. 100 pour le chauffage de la chaudière et 4 p. 100 pour la production de la vapeur. Des produits obtenus, le plomb riche va à la coupellation, tandis que le mélange d'oxydes, après avoir été dépouillé de son zinc, est ajouté lors de la coupellation du plomb riche (est traité par imbibition dans le bain de ce dernier).

Lixiviation des oxydes zingueux.

La partie oxydée était autrefois traitée par imbibition dans le bain de coupellation du plomb d'œuvre, sans élimination préalable du zinc. En procédant ainsi, on n'arrivait pas à faire passer tout l'argent dans le plomb, les oxydes zincifères retenant encore, après l'imbibition, 0,20 à 0,40 p. 100 d'argent. Les oxydes retirés du bain de plomb étaient fondus pour plomb argentifère avec addition de matières plombifères (litharge) ou ajoutés lors de la fonte pour plomb de galène argentifère. Dans les deux cas, des pertes en argent par scorification étaient inévitables. Ce procédé a été remplacé par l'imbibition des oxydes après élimination de l'oxyde de zinc par lixiviation. Les oxydes débarrassés de l'oxyde de zinc peuvent être traités sans difficulté par imbibition dans le bain de coupellation du plomb riche, opération dans laquelle le plomb argentifère contenu dans les oxydes lessivés se réunit au plomb argentifère qui se trouve dans la coupelle, tandis que l'oxyde de plomb s'unit à la litharge.

Le carbonate d'ammonium et l'acide sulfurique ont été reconnus comme les meilleurs dissolvants de l'oxyde de zinc.

Dans les localités où l'on peut se procurer de l'acide sulfurique à bas prix et où en même temps on a des débouchés avantageux pour le sulfate de zinc, on devra s'en servir, de préférence au carbonate d'ammonium, à cause de la simplicité du procédé et de la bonne action dissolvante de l'acide.

Élimination de l'oxyde de zinc des oxydes zingueux à l'aide du carbonate d'ammonium.

Ce procédé, indiqué par l'auteur ¹, est basé sur la facile solubilité de l'oxyde de zinc dans une solution de carbonate d'ammonium et sur la possibilité, d'une part, d'expulser par ébullition de la solution de zinc ammoniacale et de récupérer l'ammoniaque et une partie de l'acide carbonique, et, d'autre part, de précipiter le zinc

¹ *Preuss. Minist.-Zeitschrift für Berg-, Hütten- u. Salinenwesen.* t. XXVIII, 1880.

à l'état de carbonate basique, sel qui peut être transformé par calcination en oxyde de zinc. On rend au carbonate d'ammonium son pouvoir dissolvant primitif en lui restituant l'acide carbonique qu'il a perdu (qui est passé dans le carbonate basique de zinc) au moyen d'un courant de ce gaz injecté dans la solution.

Le procédé a d'abord été employé dans l'usine de Lautenthal, mais il a été ensuite remplacé par la lixiviation des oxydes au moyen de l'acide sulfurique. Actuellement, il est encore en usage à Hoboken, près Anvers, mais il va être abandonné pour la désargentation par le zinc contenant de l'aluminium.

Les oxydes zingueux, chargés dans des cylindres en fonte horizontaux par quantités de 1 à 1,5 t., sont traités pendant 12 heures par une solution contenant 9 p. 100 d'ammoniaque et 9 p. 100 d'acide carbonique.

La disposition de l'appareil est mise en évidence par les figures 354 à 356. *a* est l'ouverture pour le chargement des oxydes ; elle peut être fermée hermétiquement au moyen d'un couvercle s'appliquant sur un anneau en caoutchouc. *b* est un tube à soupape pour l'introduction de l'ammoniaque liquide ; *c* et *d* sont des ouvertures également munies de soupapes pour l'écoulement de la solution de zinc ; *g* est un trou d'homme pour l'enlèvement des résidus ; *f* est un tube pour l'introduction de l'eau de lavage dans le cylindre ; *e* est un autre tube pour introduire ou laisser échapper l'air. L'agitateur se compose de l'arbre *h*, des bras *m* qui y sont fixés et des ailettes *h* supportées par ces derniers. L'arbre et les bras sont en fer doux, les ailettes en fonte. L'agitateur est mis en mouvement à l'aide la poulie *i*. Lorsque la dissolution est achevée, on fait écouler le liquide avec les particules solides qu'il tient en suspension ainsi que le schlamm fluide dans un monte-jus en fonte ou en fer doux, puis, à l'aide d'air comprimé, on envoie le contenu du monte-jus dans un filtre-pressé, dont les cadres sont à joints en caoutchouc et dans lequel a lieu la séparation du liquide d'avec les oxydes solides.

Ces derniers, avec les résidus restés dans le cylindre, lesquels se composent principalement de grenailles de plomb et sont retirés de l'appareil par le trou d'homme, sont soumis à l'action de vapeur d'eau en tension (à 5 atmosphères), afin d'en expulser l'ammoniaque qu'ils renferment encore et les rendre propres au traitement subséquent.

On obtient ainsi des oxydes secs et exempts d'ammoniaque avec 2 ou 3 p. 100 d'argent et on les traite, comme on l'a déjà dit, par imbibition lors de la coupellation du plomb riche au four allemand.

Le liquide séparé des masses solides par filtration contient le zinc sous forme de carbonate de zinc et d'ammonium dissous dans du carbonate d'ammonium ou de l'ammoniaque. En faisant bouillir ce liquide dans de l'eau, on le décompose en un mélange d'hydroxyde de zinc et de carbonate de zinc basique, qui est suspendu dans l'eau à l'état d'un précipité blanc de neige, en gaz ammoniac et en gaz acide carbonique.

Si l'écume de zinc décomposée était *cuprifère*, les oxydes zingueux renferment du bioxyde de cuivre, qui est également dissous par le carbonate d'ammonium. Lorsqu'on fait bouillir la solution ammoniacale de zinc, le cuivre se précipite à l'état de bioxyde et colore en vert le carbonate de zinc basique. Afin que la pureté de ce dernier ne soit pas altérée par cet oxyde et que par suite l'oxyde de zinc préparé par calcination du carbonate ne soit pas coloré en vert, et aussi pour extraire le cuivre entré en dissolution, on précipite le cuivre par le zinc métallique, avant de soumettre le liquide à l'ébullition. De ce dernier métal

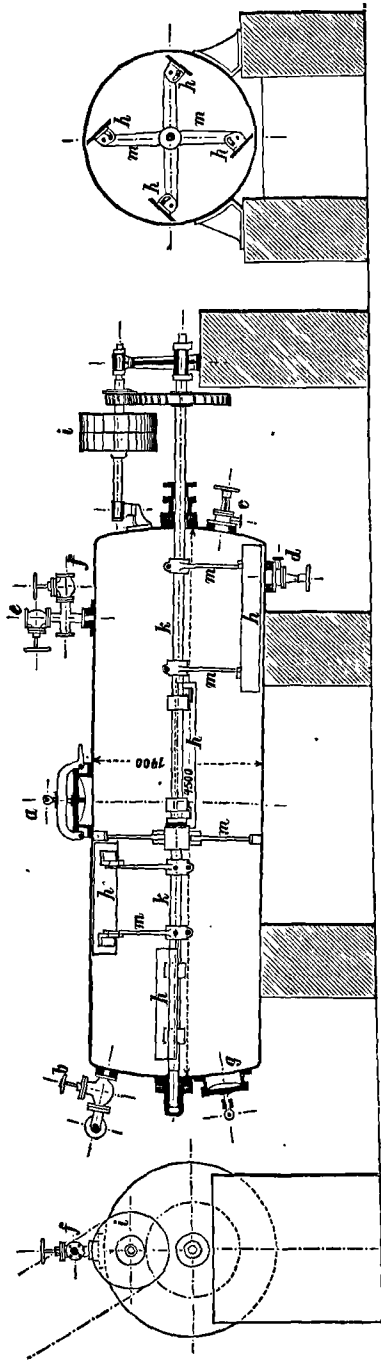


Fig. 354 à 356. — Appareil de Schnabel pour le traitement des oxydes zingueux par le carbonate d'ammonium.

il entre alors en dissolution une quantité équivalente à celle du cuivre, tandis que celui-ci se précipite à l'état métallique.

On fait donc écouler du filtre-pressé le liquide séparé des oxydes dans un *vase*

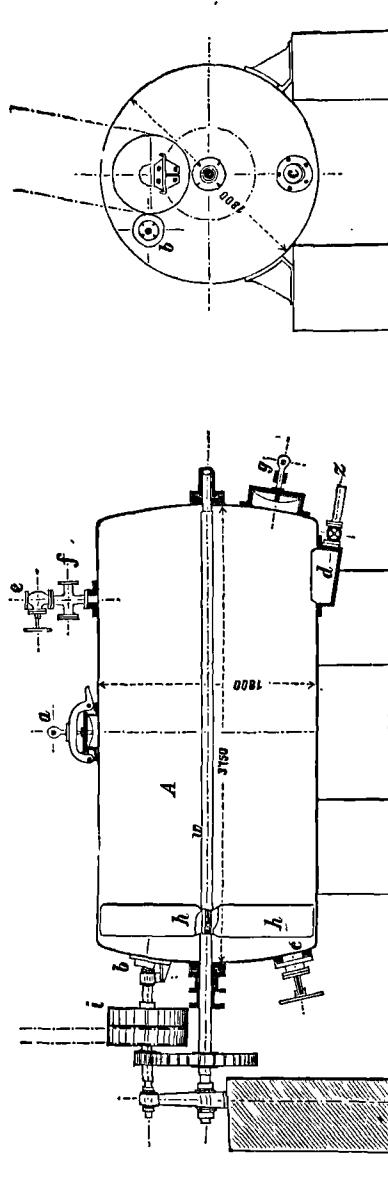


Fig. 357 et 358. — Appareil de Schnabel pour la précipitation par le zinc du cuivre de la solution ammoniacale du zinc.

à précipitation en fer, dans lequel il est mis en contact avec le zinc, qu'on y a introduit, au moyen d'un agitateur animé d'un mouvement continu. Un pareil vase à précipitation est représenté par les figures 357 et 358. A est le cylindre

en fer dans lequel a lieu la précipitation. Le liquide y est introduit par e . a est l'ouverture avec fermeture à caoutchouc pour le chargement du zinc. h , h' sont les ailettes agitatrices, fixées à l'arbre horizontal w . Le cuivre précipité se rassemble sur le fond du cylindre et est retiré de ce dernier par le trou d'homme g . Le liquide dépouillé de cuivre est écoulé par c et ce qui en reste par le tube x .

Par f , on introduit de l'eau de lavage dans l'appareil.

L'ébullition de la solution ammoniacale de zinc, en vue de la récupération de l'ammoniaque et de la précipitation du zinc est effectuée dans des cylindres verticaux en tôle, coniques inférieurement et dans lesquels on introduit de la vapeur d'eau à 5 atmosphères de tension. On ne peut pas employer le chauffage direct, parce que le carbonate de zinc se précipiterait sur le fond et les parois du vase et formerait des incrustations. En outre, la vapeur d'eau a la propriété, en passant à travers le liquide en ébullition, d'entraîner avec elle l'ammoniaque et l'acide carbonique et par suite d'accélérer la distillation. Cette dernière dure 12 à 15 heures.

La disposition du vase à distillation est mise en évidence par les figures 359 et 360.

La solution de zinc est introduite dans le vase par le tube a . Par la soupape c , de la vapeur d'échappement de machines pénètre dans le tube m descendant jusqu'au fond du vase. Si cette vapeur ne suffit pas, on en fait arriver directement du générateur par le tube b dans le tube m . La vapeur porte le liquide à l'ébullition. De l'ammoniaque, de l'acide carbonique et de la vapeur d'eau s'en dégagent par le tube e , pour se rendre dans des appareils de déphlegmation et de condensation, tandis que le carbonate de zinc basique se précipite dans le vase distillatoire en proportion équivalente à la quantité d'ammoniaque dégagée. Comme sur le fond conique du vase le carbonate est toujours en contact avec de la vapeur d'eau, il ne peut pas se déposer et il est ainsi dépouillé complètement de l'ammoniaque adhérente.

Après l'expulsion de l'ammoniaque, il reste dans le vase de l'eau et le précipité en question. On évacue les deux corps par le tube g , en fermant le tube e , ouvrant g et injectant de nouveau par m , dans le liquide, un courant de vapeur. La vapeur ne pouvant pas se dégager, pousse la masse hors du vase par le tube g . On conduit celle-ci dans des caisses en bois, où on laisse le carbonate de zinc et le liquide se séparer l'un de l'autre, ou bien de ces caisses on envoie la masse dans un filtre-presse. On peut aussi envoyer cette dernière directement du vase distillatoire dans un filtre-presse. Mais, comme il faut toujours quelque temps pour cela, on diminue ainsi le rendement du vase distillatoire (qui autrement reçoit immédiatement une nouvelle quantité de solution ammoniacale de zinc).

La condensation des gaz qui se dégagent de l'appareil distillatoire est effectuée dans une série de flacons de Wouff en fer, contenant de la solution étendue de carbonate d'ammonium provenant du lavage des résidus de la dissolution et du déphlegmateur. Mais, comme le produit de la distillation serait étendu par la vapeur d'eau se dégageant du vase distillatoire avec l'ammoniaque et l'acide carbonique, il faut retenir une partie de cette vapeur avant son entrée dans les appareils condensateurs proprement dits.

C'est ce que l'on fait en se basant sur le principe de la *déphlegmation*. Avant leur entrée dans le condensateur, les gaz sont dirigés dans un large tube incliné, qui est refroidi entièrement par de l'eau de façon à condenser la majeure

partie de la vapeur aqueuse, tandis que l'ammoniaque et l'acide carbonique restent encore à l'état gazeux. A cet effet, le tube incliné, le *déphlegmateur*, est

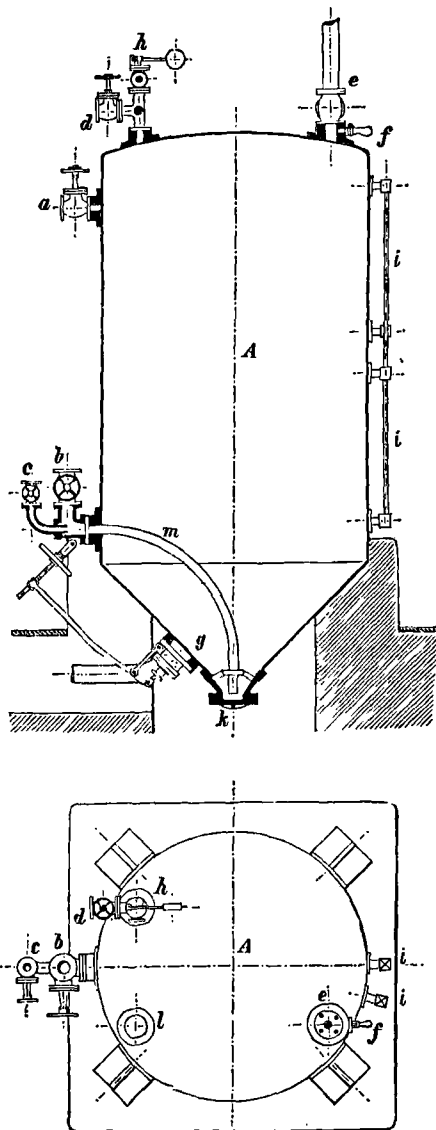


Fig. 359 et 360. — Appareil de Schnabel pour la distillation de la solution ammoniacale de zinc, en vue de la récupération de l'ammoniaque et de l'acide carbonique.

placé dans une caisse en fonte remplie d'eau dont la température, au moyen de l'afflux de certaines quantités d'eau froide et de la sortie de certaines quantités d'eau chaude, est réglée de façon qu'elle se trouve entre 60 et 70°. A cette tem-

pérature, la majeure partie de la vapeur d'eau se condense, tandis que l'ammoniacque et l'acide carbonique demeurent à l'état gazeux. Du fond incliné du déphlegmateur, l'eau condensée, qui retient toujours de petites quantités d'am-

Fig. 361. — Condensateur de l'appareil de Schnabel pour la distillation de la solution ammoniacale de zinc; coupe verticale.

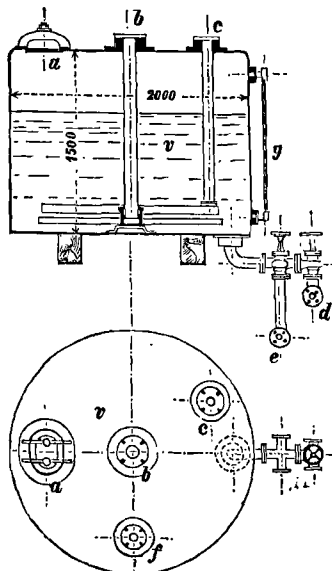


Fig. 362. — Condensateur de l'appareil de Schnabel; vue de la partie supérieure.

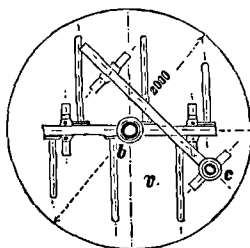
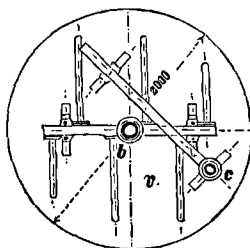


Fig. 363. — Condensateur de l'appareil de Schnabel; coupe horizontale au-dessus du fond.



moniaque, s'écoule dans un vase collecteur en fonte, placé au-dessous du déphlegmateur. Ce liquide est employé comme eau de lavage pour le résidu de la dissolution ou pour remplir les flacons de Woulf.

Pour remplacer l'acide carbonique passé dans le carbonate de zinc basique, on refoule à l'aide d'une machine à compression, pendant la distillation, de l'acide carbonique dans le liquide du premier flacon de Woulf. On n'emploie pas de l'acide carbonique pur, mais les gaz de la combustion du coke. Ce dernier est brûlé dans un petit four à cuve muni d'une grille. L'acide carbonique produit est aspiré par la pompe à compression.

Les figures 361 à 363 représentent la disposition d'un *flacon de Woulf*, dont

3 ou 4 sont rangés en une série et mis en communication les uns avec les autres au moyen de tubes en fonte ou en fer.

v est le flacon cylindrique en tôle. Par le tube *b*, l'ammoniaque, l'acide car-

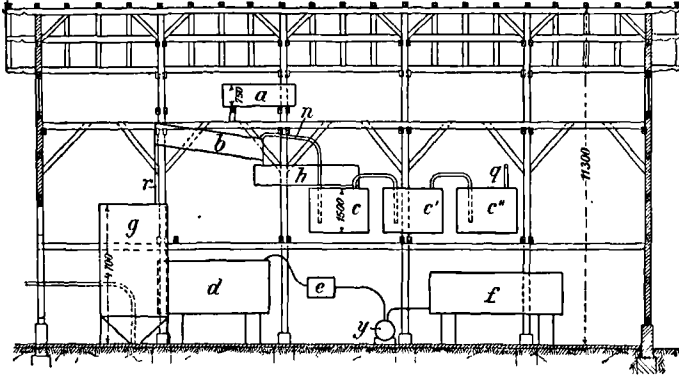


Fig. 364. — Ensemble d'une usine pour le traitement des oxydes zingueux par le carbonate d'ammonium (Hoboken, près Anvers) ; élévation.

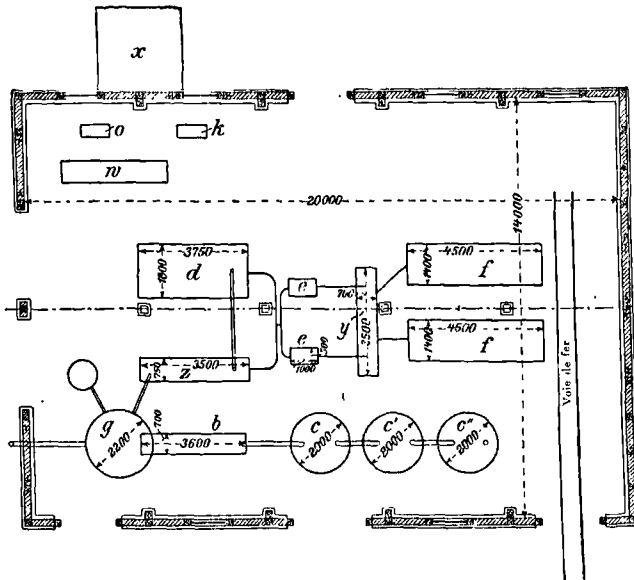


Fig. 365. — Ensemble d'une usine pour le traitement des oxydes zingueux par le carbonate d'aminium ; plan.

bonique et la vapeur d'eau qui a pu ne pas se condenser pénètrent dans le vase en partie rempli d'eau pure ou ammoniacale. Les gaz non absorbés passent par le tube *f* dans un second condensateur. De l'acide carbonique est introduit par le tube *c*, afin de transformer en carbonate l'ammoniaque en excès. Les liquides sont écoulés par *e*. *g* est un indicateur de niveau, *a* un trou d'homme.

La disposition des appareils dans l'usine d'Hoboken, près Anvers, est mise en

évidence par les figures 364 et 365. *f, f* sont les vases à dissolution. De ces derniers, la solution de zinc ammoniacale est écoulée dans le monte-jus *y*, duquel elle est envoyée avec les particules solides qu'elle tient en suspension dans les filtres-presses *e, e*. De ceux-ci, si elle ne contient pas de cuivre, elle se rend directement dans le monte-jus *x* et ensuite dans le vase à distillation *g*. Mais si elle contient du cuivre, elle passe des filtres-presses dans le vase à précipitation *d*. Lorsque le cuivre est précipité, on fait écouler le liquide dans le monte-jus *z*, qui l'envoie dans le vase à distillation *g*. Les gaz dégagés par la distillation se rendent par le tube *r* dans le déphlegmateur *b* (la caisse à eau dans laquelle se trouve ce dernier n'est pas figurée dans le dessin). Le liquide condensé dans le déphlegmateur s'écoule dans le vase collecteur *h*, duquel il est réparti dans les flacons de Woulf *c, c', c''* ou bien employé auparavant comme eau de lavage. Les gaz non condensés dans le déphlegmateur se rendent par le tube *n* dans le premier condensateur *c*. Les gaz qui ne sont pas condensés dans celui-ci passent en *c'*, puis en *c''*. Les gaz qui s'échappent du liquide de *c''*, lesquels se composent principalement d'oxyde de carbone et d'azote (provenant du four à coke où est produit l'acide carbonique), s'échappent dans l'air par le tube *q* ou sont amenés dans un vase ouvert rempli d'acide sulfurique, où est retenue l'ammoniaque qui a pu être entraînée. La solution de carbonate d'ammonium retenue dans les condensateurs est écoulée dans les vases à dissolution où elle est de nouveau employée comme liquide dissolvant. *a* est un réservoir à eau; *o* est le compresseur pour l'acide carbonique, *k* le compresseur pour l'air; *w* est la machine pour élever l'eau dans le réservoir. De ce dernier, l'eau arrive dans la caisse du déphlegmateur et dans le réfrigérant tubulaire qui se trouve dans les condensateurs. En *x* se trouve le petit four à cuve pour la production de l'acide carbonique.

Dans ce procédé, la perte en ammoniaque est très faible.

Le carbonate de zinc basique précipité de la solution ammoniacale de zinc est transformé en oxyde de zinc par calcination dans des *fours à réverbère*. L'oxyde ainsi obtenu couvre moins que le blanc de zinc préparé par combustion du métal. En outre, sa couleur a toujours un reflet jaune. On ne peut pas, par suite, le vendre au même prix que le blanc de zinc. Mais il est bien payé par les fabriques de chlorure de zinc. Si ces fabriques se trouvent dans le voisinage de l'usine, le carbonate de zinc basique peut leur être vendu directement.

Par tonne d'oxydes zingueux, on consomme pour la dissolution, la précipitation, la distillation, etc. 4 à 4,25 t. de houille.

Pour la préparation de 1 t. d'oxyde de zinc avec le carbonate basique, on brûle 1,25 à 1,50 t. de houille.

Le rendement en argent en plus de la teneur à l'essai s'élève à environ 1,5 à 2 p. 100.

Le procédé en question est compliqué, il exige une installation compliquée et coûteuse, les opérations doivent être conduites par des ouvriers très-expérimentés et il fournit le zinc sous une forme dont le prix est inférieur à celui du zinc métallique. Mais il a l'avantage de donner un rendement élevé en argent.

L'emploi de ce procédé dépend principalement du bas prix du charbon et de la possibilité d'écouler à un bon prix le carbonate de zinc basique.

Après les progrès qu'a faits la distillation de l'écume de zinc dans les années qui ont suivi la découverte du procédé à l'ammoniaque (1878) et vu le prix élevé actuel du zinc, on devra préférer dans la plupart des localités, au procédé

à l'ammoniaque, la distillation du zinc, bien qu'elle donne un rendement en argent moins élevé.

Élimination de l'oxyde de zinc des oxydes zingueux à l'aide de l'acide sulfurique.

Ce procédé a été appliqué par *Pfort* à l'usine de *Lautenthal* et il se distingue du procédé à l'ammoniaque par sa simplicité.

Mais il ne peut être employé que dans des circonstances tout à fait spéciales, c'est-à-dire lorsqu'on peut se procurer de l'acide sulfurique à bas prix et lorsqu'on a des débouchés avantageux pour le sulfate de zinc, comme cela existe actuellement pour l'usine de *Lautenthal*.

L'acide sulfurique dissout l'oxyde de zinc des oxydes zingueux sans attaquer l'oxyde de plomb et le plomb argentifère. Il dissout aussi le zinc qui peut encore se trouver dans l'écume riche non décomposée. A *Lautenthal* (la seule usine où ce procédé soit appliqué), la dissolution de l'oxyde de zinc est effectuée dans des caisses en bois revêtues de plomb et munies d'un fond incliné. Les oxydes zingueux sont mis en contact sur ce dernier avec de l'acide sulfurique tant qu'il se dissout de l'oxyde de zinc ou du zinc.

La solution de sulfate de zinc, préalablement clarifiée dans des caisses spéciales, est évaporée jusqu'à la densité convenable pour la cristallisation et ensuite écoulée dans des caisses, où on laisse cristalliser le sulfate de zinc. Le résidu de la dissolution est lavé, desséché et traité par imbibition dans le bain de coupellation du plomb riche.

Imbibition des oxydes dézingués.

Que les oxydes aient été dézingués par l'ammoniaque ou l'acide sulfurique, l'imbibition se fait de la même manière. Dès que le plomb d'œuvre fondu dans le four de coupellation allemand est dépouillé de ses impuretés, c'est-à-dire au commencement de la période des litharges, les oxydes sont introduits par portions dans le bain métallique, le vent étant arrêté. Après la fusion de chaque portion ajoutée, on enlève l'oxyde de plomb qui surnage le bain. Ce n'est que lorsque la quantité totale des oxydes a été ainsi imbibée que la coupellation se continue.

Les masses imbibées retirées de la coupelle, les *abzugs*, contenaient, pendant le séjour de l'auteur à *Lautenthal*, 0,06 p. 100 d'argent. Elles sont ajoutées lors de la fusion des minerais.

Tant que l'on pratiqua, à *Lautenthal*, l'imbibition des oxydes non dézingués, les *abzugs* contenaient 0,3 p. 100 d'argent et tout le zinc des oxydes.

Pertes en plomb et en argent au zingage.

Les pertes en plomb, dans le procédé par le zinc, ne doivent pas en bonne marche dépasser 1 à 2 p. 100. La perte en argent dépend du mode de traitement de l'écume riche. Dans le procédé par distillation, on doit obtenir le rendement en argent de l'essai ; dans le procédé basé sur la décomposition de l'écume riche par la vapeur d'eau et la lixiviation de l'oxyde de zinc, on doit au contraire dépasser de 2 p. 100 la teneur en argent à l'essai (non compris la tolérance des usines), par conséquent obtenir un rendement de 102 p. 100.

Combinaison du zingage avec le pattinsonnage.

Une pareille combinaison ne peut avoir lieu que lorsqu'on veut éliminer et en même temps extraire le *bismuth* du plomb d'œuvre. La seule usine où le zingage et le pattinsonnage combinés sont en usage est la *Muldener Hütte, près Freiberg*.

Le plomb de cette usine, après liquation et raffinage préalables, arrive au pattinsonnage avec une teneur en argent de 0,4 à 0,8 p. 100. Par cette opération il est décomposé en une partie riche en argent (2 p. 100) et contenant le bismuth, et une partie exempte de ce dernier métal et plus pauvre en argent.

Le plomb argentifère contenant du bismuth est coupellé. Les litharges bismuthifères qui se forment pendant la coupellation sont traitées pour plomb ou litharge et bismuth.

Le plomb exempt de bismuth est soumis à la désargentation par le zinc.

La batterie du pattinsonnage comprend 9 chaudières. Le plomb d'œuvre est chargé dans la seconde ou la troisième chaudière et il atteint dans la première 2 p. 100 d'argent, tandis que dans la huitième ou la neuvième il est appauvri 0,1 p. 100. Ce dernier plomb avec 1 p. 100 d'argent forme la matière pour la désargentation par le zinc, travail qui comprend les opérations suivantes : désargentation du plomb dans des chaudières en fonte, liquation de l'écume de zinc dans des petites chaudières également en fonte, dézingage du plomb désargenté dans des fours à réverbère et distillation du zinc de l'écume riche dans des creusets de graphite.

Des détails étendus ont déjà été précédemment donnés pour le procédé de désargentation de Freiberg.

Désargentation du plomb d'œuvre par conversion de l'argent en un alliage zinc-argent.

D'après les expériences de *Roessler et Edelmann*, on peut concentrer la majeure partie de l'argent du plomb d'œuvre dans un alliage zinc-argent.

Il est, en effet, possible, si l'on évite toute oxydation du bain métallique lors de la désargentation du plomb d'œuvre par le zinc, de préparer une écume de zinc riche en argent et en zinc, de laquelle on peut éliminer presque complètement par liquation le plomb adhérent. Pour obtenir une écume de zinc exempt d'oxydes, il est nécessaire de mélanger au zinc qui doit servir à la désargentation une petite quantité d'aluminium (0,5 p. 100). Ce dernier empêche l'oxydation du zinc et du plomb. Mais il n'est efficace que lorsque le bain métallique est exempt de cuivre et d'arsenic. Il est par conséquent indispensable d'éliminer ces deux corps du plomb avant la désargentation. Si le plomb d'œuvre ne renferme que de petites quantités de cuivre, on peut les séparer en ajoutant au bain métallique une certaine quantité de zinc. L'antimoine agit comme dans le procédé ordinaire de la désargentation par le zinc, il ne nuit que lorsqu'il est en grandes quantités.

D'après les recherches de *Roessler et Edelmann*, 0,1 p. 100 de cuivre a suffi pour entraver l'action de l'aluminium, qui alors n'empêchait pas l'oxydation. Une teneur en arsenic de 0,05 p. 100 agissait de la même manière et une teneur de 0,03 p. 100 en antimoine n'avait pas encore d'action nuisible. Mais avec 1 p. 100

d'antimoine la désargentation était déjà incomplète et exigeait une dépense en zinc comparativement grande.

Pour plus de clarté, nous allons indiquer, dans les propres termes des auteurs, les principes sur lesquels repose le procédé.

« 1° Si l'on fond 10 kilogr. de zinc contenant de l'aluminium (0,5 p. 100) sur 100 kilogr. de plomb tenant 150 grammes d'argent et si en agitant on chauffe à 500°, il se dissout dans le plomb environ 1,5 kilogr. de zinc, tandis que les 8,5 kilogr. restant ressortent du bain métallique et entraînent presque tout l'argent. Si, après avoir enlevé le zinc argentifère, on laisse refroidir peu à peu jusqu'à 450°, 5 kilogr. environ de zinc remontant encore à la surface du bain à l'état fondu, et si enfin on laisse la température s'abaisser jusqu'à 350°, il se sépare encore un mélange métallique sous forme d'écume, qui contient environ 4 kilogr. de zinc et les derniers restes de l'argent.

2° Pour 100 kilogr. de plomb de même teneur en argent on ne prit que 1,2 kilogr. de zinc contenant de l'aluminium (0,5 p. 100), que l'on répandit sur le métal fondu et qu'ensuite on fit dissoudre complètement en brassant avec précaution et élevant peu à peu la température à 500°. Si maintenant on laisse refroidir graduellement, il ne se sépare pas de zinc à l'état fondu, mais ce métal apparaît sous forme d'un alliage zinc-argent riche en argent et infusible à cette température, et il produit avec le plomb adhérent une masse pâteuse, qui forme environ 10 p. 100 du poids total, contient tout l'argent et peut être séparée du plomb sans argent qui se trouve au-dessous. Si on laisse refroidir très-lentement et si on nettoie fréquemment les parois de la chaudière, la désargentation est complète et il est à remarquer que la première portion enlevée, qui pèse environ 4 kilogr., est très riche en zinc et en argent, tandis que la portion qui vient plus tard à la surface du bain (et qui pèse environ 6 kilogr.) se compose presque entièrement de plomb et ne contient que peu de zinc et d'argent.

3° Les 4 kilogr. de la portion enlevée en premier lieu peuvent sans difficulté être fondus au rouge commençant (environ 650°) dans une petite chaudière et être ainsi séparés en un alliage riche zinc-argent et en plomb ressué contenant encore de l'argent. Si, lors de la désargentation des charges subséquentes de plomb d'œuvre, on ajoute toujours le plomb de ressuage et la portion rassemblée en dernier lieu à la surface du bain, on retire chaque fois avec la moitié du zinc dans l'alliage zinc-argent tout l'argent du plomb désargenté, tandis que l'autre moitié du zinc reste dans le plomb pauvre. La teneur en argent de l'alliage s'élève à 20-25 p. 100. »

Les expériences précédentes ne s'appliquent qu'au plomb *pur*. Dans le plomb du commerce, l'arsenic et le cuivre, comme on l'a dit, empêchent l'action de l'aluminium. De grandes quantités d'antimoine y mettent aussi obstacle. Ces corps doivent donc, avant la désargentation par le zinc contenant de l'aluminium, être éliminés; de petites quantités de cuivre et d'arsenic le seront par incorporation de zinc dans le bain métallique. Les auteurs précités continuent ainsi :

« 4° 100 kilogr. de plomb contenant 0,15 p. 100 d'argent, 0,3 p. 100 d'antimoine, 0,1 p. 100 de cuivre et 0,05 p. 100 d'arsenic furent purifiés avec 0,2 p. 100 de zinc; dans cette opération on n'enleva que peu d'argent et il ne resta que 1/4 et même moins de cuivre et d'arsenic. On ajouta ensuite 1,2 p. 100 de zinc avec aluminium; on retira du bain une première portion de 5 kilogr. environ, laquelle put être séparée en 0,7 kilogr. d'alliage et 4,3 kilogr. de plomb ressué; la seconde

portion pesait 7 kilogr. Le plomb était désargenté jusqu'à 2 à 3 gr. d'argent à la tonne.

5° Avec une teneur en argent de 0,3 p. 100, la désargenterie exigeait 1,4 p. 100 de zinc; il en fallut 1,6 p. 100 avec une teneur en argent de 0,5 p. 100 et 1,8 p. 100 avec une teneur de 0,7 p. 100.

L'alliage pesait maintenant 1,2 à 2,5 kilogr. et contenait 25 à 35 p. 100 d'argent. La première portion retirée du bain pesait 10 à 15 kilogr., la seconde environ 7 kilogr. et le plomb de ressuage 8 à 12 kilogr. Mais pour dissoudre tout le zinc, on dut dans ce cas chauffer dès le début jusqu'à 530-600°.

D'après cela, on n'emploie pas pour la désargenterie avec le zinc contenant de l'aluminium beaucoup plus de zinc que dans la désargenterie d'après la méthode ordinaire.

Dans l'application en grand du procédé, il n'est pas possible de faire passer tout l'argent du plomb d'œuvre dans un alliage zinc-argent. Lors de la liquation du plomb de l'alliage, une certaine quantité de l'argent passe toujours dans un alliage contenant des oxydes (dit *oxydes*). Lors de l'élimination d'une petite quantité de cuivre du plomb d'œuvre à l'aide du zinc, une partie de l'argent passe également dans l'écume cuivreuse. Il sera donc toujours nécessaire de traiter ces produits secondaires contenant du zinc, de l'argent et du plomb ou du cuivre, de l'argent, du zinc et du plomb d'après les méthodes décrites précédemment pour le travail de l'écume riche, c'est-à-dire soit par distillation, soit par le procédé Flach, soit par décomposition de ces produits à l'aide de la vapeur d'eau et lixiviation de l'oxyde de zinc formé. La quantité des oxydes obtenus et celle du plomb de ressuage, lorsqu'on opère en grand, sont aussi beaucoup plus considérables que ne l'indiquent les expériences en petit qui viennent d'être mentionnées.

Le procédé de préparation de l'alliage zinc-argent n'est jusqu'à présent en usage qu'à *Hoboken*, près *Anvers* et à *Lautenthal*.

A *Hoboken*, où on désargente des plombs d'œuvre provenant de différents pays, le zinc est fondu à part avec l'aluminium et écoulé à l'état fondu dans le plomb d'œuvre dépouillé de ses impuretés. L'incorporation a lieu de la même manière que dans le procédé ordinaire de désargenterie par le zinc. On obtient deux alliages argentifères : un alliage très-riche en zinc et en argent, dit la *crème* et un second alliage très-riche en plomb contenant le reste de l'argent. La crème, suivant la teneur en argent du plomb d'œuvre, forme 1 à 5 p. 100 du poids de ce dernier, le second alliage 5 à 9 p. 100. La quantité du zinc employé est de 1,7 à 2,8 p. 100 du poids du plomb d'œuvre, suivant la richesse en argent et les impuretés du plomb. La consommation en coke, y compris le raffinage en chaudière du plomb désargenté, s'élève à 12 p. 100 du poids du plomb d'œuvre.

La crème et le second alliage sont ressués ensemble dans des chaudières en fonte comme celles qui sont employées pour la liquation de l'écume de zinc. Cette opération donne un *alliage zinc-argent*, de la *poussière* et du *plomb ressué*. De 100 parties du mélange de crème et du second alliage, qui est chargé dans les chaudières à liquation à mesure qu'il est enlevé des chaudières à désargenter, on retire, suivant la teneur en argent, en zinc et en plomb, 9,7 à 13 p. 100 d'alliage zinc-argent, 8,7 à 12,5 p. 100 d'oxydes et 76 à 77 p. 100 de plomb ressué. La consommation en charbon est de 8 à 10 p. 100 du poids du mélange.

L'alliage zinc-argent est soumis à l'électrolyse ou traité par l'acide sulfurique, afin de transformer le zinc en sulfate.

Les oxydes sont soumis à la distillation dans des cornues.

Le plomb ressué retourne à la désargentation.

De la teneur en argent totale du plomb d'œuvre, 78 à 80 p. 100 passent dans l'alliage zinc-argent.

Nous donnons dans ce qui suit les résultats d'une longue période de travail à l'usine d'*Hoboken-les-Anvers* ; les plombs d'œuvre traités étaient de provenance espagnole et contenaient 1500 gr. d'argent. La quantité totale du zinc employé à la désargentation s'éleva à 1,42 p. 100 du poids du plomb d'œuvre, dont 0,29 p. 100 de zinc sans aluminium servirent pour désaurifier et découvrir le plomb, tandis que le reste de 1,13 p. 100 allié avec 0,5 p. 100 d'aluminium était employé à la désargentation proprement dite. Une tonne de plomb donna 1,5 p. 100 de crème et 4,6 p. 100 de second alliage. Ce dernier fournit à la liquation, outre le plomb ressué, 9,8 p. 100 d'alliage zinc-argent, tenant 20 p. 100 de métal précieux et 4 p. 100 de plomb, ainsi que 2,5 p. 100 d'oxydes ; la crème soumise à la liquation donna, outre le plomb ressué, 4 p. 100 d'alliage avec 12 p. 100 d'argent et 4 p. 100 de plomb, ainsi que 34 p. 100 d'oxydes. (Sous le nom d'oxydes, on désigne la croûte oxydée, qui pendant la liquation se forme sur l'alliage.)

De 100 parties de plomb d'œuvre on retira :

Plomb raffiné.	90,7 parties.
Écume de ressuage	1,4 —
Écume cuivreuse	2,9 —
Abstrichs.	3,9 —
Écumes plombifères.	0,7 —
Alliage.	0,6 —
Oxydes riches en argent.	0,7 —

De la teneur en argent du plomb, il passa dans :

L'écume de ressuage	1,3 p. 100.
L'écume cuivreuse	9,9 —
L'alliage zinc-argent.	78,9 —
Les oxydes.	9,9 —

Si l'on fait abstraction de l'argent passé dans l'écume de ressuage et l'écume cuivreuse, de l'argent du plomb d'œuvre soumis à la désargentation par le zinc contenant de l'aluminium, 88,9 p. 100 sont passés dans l'alliage zinc-argent.

En désargentant du plomb d'œuvre australien riche en argent (*Broken Hill*), on obtint un alliage tenant 30 à 35 p. 100 de métal précieux.

Ce procédé, encore nouveau, offre l'avantage de permettre de faire passer la presque totalité de l'argent dans l'alliage zinc-argent et, lorsque l'électrolyse peut être employée, d'éviter pour la majeure partie de l'argent la coupellation, qui est coûteuse et entraîne toujours des pertes en métal précieux, de sorte que la quantité des produits secondaires à retraiter est très-faible et que le rendement direct en plomb marchand est très-élevé. Les résultats favorables indiqués plus haut ont été obtenus par le procédé en question, pratiqué pendant plusieurs années, à *Hoboken* près *Anvers*, où actuellement l'alliage zinc-argent est décomposé aussi bien par l'acide sulfurique qu'à l'aide de l'électrolyse. Dans le premier cas, l'al-

liage est granulé et traité dans des tours en plomb par l'acide sulfurique. Ce traitement fournit un schlamme d'argent, qui se laisse très-bien agglomérer par fusion.

L'électrolyse ne semble pas, d'après les résultats actuellement obtenus, être plus avantageuse que les autres méthodes de séparation. Les cathodes, jusqu'à présent reconnues comme les plus convenables, sont formées de disques de zinc laminé, qui tournent autour de leur axe, de façon que la moitié se trouve dans la dissolution et l'autre moitié en dehors de celle-ci.

Il est probable que la désargenterie par le zinc contenant de l'aluminium sera aussi introduite dans d'autres usines.

C.—TRAITEMENT DU PLOMB D'ŒUVRE POUR ARGENT OU COUPELLATION

Le traitement du plomb d'œuvre pour argent consiste en une fusion oxydante en fours à réverbère. Dans cette opération, que l'on nomme *coupeellation*, le plomb est transformé en oxyde, qui est écoulé du four à l'état fondu, tandis que l'argent, après l'élimination du plomb, reste à l'état métallique.

L'oxydation du plomb est produite par l'oxygène de l'air atmosphérique et en majeure partie par l'action *directe* de ce dernier sur le plomb métallique. Une partie du plomb peut être oxydée directement par l'intermédiaire de l'oxyde de plomb ou litharge. Celle-ci a, en effet, la propriété, lorsqu'elle est fondue, d'absorber de l'oxygène et de le céder au plomb et à d'autres métaux oxydables.

Pendant la coupeellation, la température doit être tenue assez élevée pour que l'oxyde de plomb se trouve à l'état liquide et puisse s'écouler du four, sans entraîner des quantités appréciables de plomb d'œuvre ou d'argent.

Pour accélérer l'oxydation du plomb, un courant d'air soufflé est dirigé sur le bain métallique.

L'opération de la coupeellation peut être effectuée de trois manières différentes :

1. Par la première, on n'obtient que du *plomb enrichi en argent*, que l'on traite ensuite pour argent par une coupeellation particulière (ce mode de coupeellation, qui n'a pour but que la fabrication de plomb très-riche en argent [50 à 80 p. 100], est désigné sous le nom de *coupeellation* ou *travail de concentration*).
2. Par la seconde, on obtient un argent impur contenant jusqu'à 10 p. 100 d'éléments étrangers et appelé *argent d'éclair* ou *argent brut*.
3. Enfin, par la troisième, on retire du plomb d'œuvre ou du plomb enrichi en argent par un travail de concentration préalable, de l'argent pur, dit *argent fin*.

Si l'on ne prépare que de l'*argent d'éclair*, ce dernier est soumis dans des fours particuliers à une nouvelle fusion oxydante, appelée *raffinage*, et ainsi transformé en *argent fin*.

Les *impuretés* du plomb d'œuvre se séparent pendant la coupeellation de la même manière que dans le *raffinage du plomb* en fours à réverbère décrit précédemment. Lorsqu'on fond le plomb, les corps mélangés mécaniquement, comme les sulfures métalliques et les scories, se séparent complètement, et le *cuivre*, le *cobalt* et le *nickel* en majeure partie. Les *autres éléments*, ainsi que le cobalt et le nickel, si ces deux métaux n'ont pas déjà été éliminés pendant la

fusion, sont transformés en *oxydes* par l'action de l'oxygène de l'air sur le bain métallique.

Le *zinc*, le *fer*, l'*étain*, le *cobalt* et le *nickel* sont très-facilement oxydés. Mais l'oxydation de l'*arsenic* et de l'*antimoine* exige plus de temps. Le *bismuth* est le métal dont l'oxydation est la plus difficile. Il ne se sépare que dans la dernière partie de l'opération avec les dernières litharges, mais souvent aussi il reste en petites quantités dans l'argent.

Aussitôt que commence la formation de la litharge, celle-ci, comme on l'a déjà dit précédemment, commence aussi à faire sentir son action oxydante. La litharge n'agit pas seulement par son pouvoir absorbant pour l'oxygène comme agent d'oxydation du plomb et des autres métaux facilement oxydables qui peuvent être présents, mais elle peut aussi, par son oxygène chimiquement combiné, oxyder le cuivre encore existant, réaction dans laquelle elle est elle-même réduite en plomb. On attribue cette oxydation du cuivre par la litharge, qui renverse l'affinité de l'oxygène pour le plomb et le cuivre, à une action de masse de l'oxyde de plomb sur le cuivre, et dans le fait il n'est oxydé que des quantités de cuivre relativement faibles en présence de grandes quantités de litharge. Si le plomb contient de grandes quantités de cuivre, elles restent en partie dans l'argent. Un pareil plomb doit donc, pour que l'argent obtenu ne soit pas cuprifère, être soumis, avant la coupellation, à un ressuage, en vue de l'élimination du cuivre.

Inversement, le plomb est oxydé par le protoxyde de cuivre, lorsque ce dernier est en grandes quantités (*Berthier*).

La litharge donne lieu à des pertes d'argent en entraînant mécaniquement de petites particules de plomb argentifère. Dans la première période de l'opération, l'absorption d'argent par la litharge est à peine appréciable avec des plombs relativement pauvres, mais elle augmente à mesure que l'argent se concentre dans le plomb et elle atteint son maximum dans la dernière période de la coupellation. On ne possède encore aucune indication certaine relativement à la quantité d'argent qui est oxydée et absorbée par la litharge pendant la coupellation.

Mais, dans tous les cas, la litharge argentifère par un contact prolongé avec du plomb ne contenant pas de trop grandes quantités de métal précieux est dépouillée de son argent. On ne sait pas non plus, d'une manière positive, si cette désargentation de la litharge est due uniquement au retour des particules de plomb argentifère dans le bain de plomb (comme lors de l'imbibition au bain de plomb d'un four de coupellation de la partie oxydée et lessivée de l'écume riche fournie par le zingage et décomposée par la vapeur d'eau), ou si l'oxyde d'argent qui peut être présent est aussi réduit.

L'or contenu dans le plomb d'œuvre reste avec l'argent. Il n'en passe que des traces dans la litharge.

Les fours à réverbère, dans lesquels est effectuée la coupellation, se distinguent en *fours de coupellation allemands* et *fours de coupellation anglais*.

Les *fours allemands* possèdent une sole fixe, inséparable du four et ils admettent des quantités de plomb relativement grandes, tandis que les *fours anglais* ont une sole qui peut être retirée du four et reçoivent des quantités de plomb plus petites que les fours allemands.

Dans ces derniers, la partie supérieure, le *chapeau*, peut, en général, être enlevée, tandis que dans les fours anglais la voûte est fixée invariablement au four.

Relativement à la *manière dont la coupellation est effectuée*, il est à remarquer que, lorsqu'on se sert du four allemand, les abzugs, les abstrichs et les litharges sont éliminés du four séparément et que le plomb d'œuvre y est traité pour argent d'éclair, plus rarement pour argent fin, avec ou sans travail préliminaire de concentration. Lorsqu'on emploie le four anglais, les abzugs, les abstrichs et les litharges ne sont pas séparés les uns des autres et le plomb d'œuvre est en général soumis d'abord à un travail de concentration, mais il est ensuite traité pour argent fin. Par conséquent, dans le four anglais il n'y a pas de coupellation pour argent d'éclair, comme c'est la règle avec le four allemand.

On emploie exclusivement le four allemand lorsqu'on veut préparer des litharges marchandes pauvres en argent, lorsqu'on doit obtenir dans les dernières litharges le bismuth que pouvait contenir le plomb d'œuvre et enfin lorsque de grandes quantités de minerais argentifères et de produits métallurgiques doivent être traités par imbibition au bain de plomb de la coupelle. — Le four anglais, qui, dans ces derniers temps, a été aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord l'objet de nombreux perfectionnements, est employé avec avantage pour la coupellation de plombs d'œuvre riches, qui fournissent des litharges si riches en argent qu'elles ne peuvent pas être livrées au commerce. A cause des perfectionnements qu'il a subis, il mérite, en effet, dans ce cas, la préférence sur le four allemand.

Comme dans la coupellation, que celle-ci soit effectuée au four anglais ou au four allemand, il se vaporise toujours une assez grande quantité de plomb et qu'une certaine quantité d'argent est aussi entraînée, à cause de la haute température qui est nécessaire pour maintenir les litharges à l'état liquide, les fours doivent être munis d'appareils de condensation pour recueillir ces vapeurs, dites *fumées de coupellation*.

On emploie ordinairement dans ce but des canaux présentant un long développement et dans lesquels des plaques sont suspendues ; on se sert plus rarement de condensateurs à eau. Devant les ouvertures de travail des fours il y a aussi ordinairement, afin de protéger les ouvriers, un dispositif pour recueillir les vapeurs de plomb sortant de ces ouvertures.

Coupellation au four allemand.

Le four allemand de coupellation est un four à réverbère avec sole ronde, carrée ou ovale. La matière formant celle-ci ne doit pas avoir d'action réductrice sur l'oxyde de plomb, ni être scorifiée par ce dernier. Elle ne doit pas non plus se fondre à la température de la coupellation.

Certaines espèces de *marnes*, ainsi que des *mélanges d'argile et de pierre calcaire* (1 volume d'argile et 3 à 4 volumes de pierre calcaire) réalisent ces conditions. On employait aussi autrefois pour la confection de la sole ou coupelle de la *endre de bois* lessivée et ensuite calcinée.

Cette dernière était non-seulement plus chère que la marne, mais encore, par suite de sa grande porosité, elle absorbait beaucoup de litharge et donnait lieu, à cause de cela, à des pertes de plomb et d'argent (qui se produisent lors du traitement de la sole enlevée du four ou des fonds de coupelle). C'est pour cela que maintenant elle n'est plus employée.

La *marne naturelle*, qui est employée aux usines du Harz pour la confection des coupelles, se trouve dans la craie (gault), près de Langelsheim. C'est un

mélange de carbonate de calcium et d'argile, offrant la composition suivante :

Carbonate de calcium	65 à 66 p. 100.
Alumine	5 à 7 —
Acide silicique	21 à 24 —
Peroxyde de fer.	3 à 5 —
Carbonate de magnésium.	1 à 2 —

A la marne naturelle pauvre en chaux on ajoute de la pierre calcaire, à la marne naturelle pauvre en argile on ajoute de l'argile dans la proportion nécessaire. Si la marne contient trop d'argile, il s'y forme facilement des fissures ; si elle renferme trop de carbonate de calcium, la sole est trop poreuse et la chaleur y produit de grosses boursofflures.

La marne ou les substances qui doivent la former sont d'abord bocardées, puis tamisées. La poudre ainsi obtenue est ensuite gâchée avec une quantité d'eau suffisante pour qu'on puisse en former une pelote avec la main, sans laisser à celle-ci une impression d'humidité. Elle est alors portée sur la sole du four, où on la bat jusqu'à ce que la masse ne prenne plus l'impression du doigt. Le degré convenable de cohésion est très-important, parce que une coupelle trop dense se fend facilement, tandis que lorsqu'elle est trop poreuse elle absorbe trop d'oxyde de plomb.

La *coupelle* est ordinairement établie par battage sur une sole en matière réfractaire, qui elle-même repose sur une autre sole en briques ou en scories. Celle-ci est supportée par la maçonnerie, au-dessous de laquelle se trouvent les fondements du four. Dans ces derniers, ainsi que dans le reste de la maçonnerie, on ménage des canaux pour l'entraînement de l'humidité de la coupelle. L'épaisseur de celle-ci s'élève à 20^{cm} ; sur le bord et du côté de l'ouverture de travail, dite *trou des litharges*, elle est un peu plus grande. On fait couler les litharges sur la sole de l'ouverture de travail, sole qui est formée par la masse de la coupelle et est pourvue d'une rigole, par laquelle la litharge s'écoule. Cette rigole, dite *canal* ou *voie des litharges*, est, à mesure que le niveau du bain métallique s'abaisse, approfondie par l'enlèvement d'une quantité convenable de la matière dans laquelle elle est creusée, de sorte que la litharge coule toujours malgré l'abaissement du niveau du bain. Afin d'empêcher la litharge de ronger la coupelle jusqu'à la sole en briques ou en scories, on a aussi établi la coupelle dans une cuvette en tôle, mais ce dispositif n'est pas entré dans la pratique. Après le battage de la coupelle, on pratique dans celle-ci, afin de faciliter le rassemblement de l'argent d'éclair, une cavité circulaire de 2^{cm} environ de profondeur, dont la grandeur dépend du poids prévu de l'argent d'éclair.

La *couverture* de la coupelle a la forme d'une coupole plate. Elle est toujours disposée de façon qu'elle puisse, à l'aide d'une grue, être soulevée au-dessus des parois latérales du four sur lesquelles elle repose et éloignée de celui-ci. Cette disposition facilite beaucoup le battage de la coupelle (après chaque coupellation une nouvelle coupelle doit être faite), le refroidissement qu'il est nécessaire de lui faire subir après chaque opération et l'enlèvement de la coupelle imprégnée de litharge. Cette couverture mobile ou *chapeau* était autrefois entièrement en tôle et munie en dedans d'un revêtement d'argile qui était maintenu au moyen de ressorts à boudin en fer. Actuellement elle se compose d'une charpente en fer, qui est armée de briques réfractaires.

On chauffe le four de coupellation avec de la houille, du lignite, du bois ou de

la tourbe. Le chauffage au gaz n'a été employé qu'à titre d'essai. Lorsqu'on se sert de houille, on emploie ordinairement un courant d'air forcé sous la grille.

Le nombre des tuyères, par lesquelles le vent soufflé arrive sur le bain métallique, est de 1 à 3.

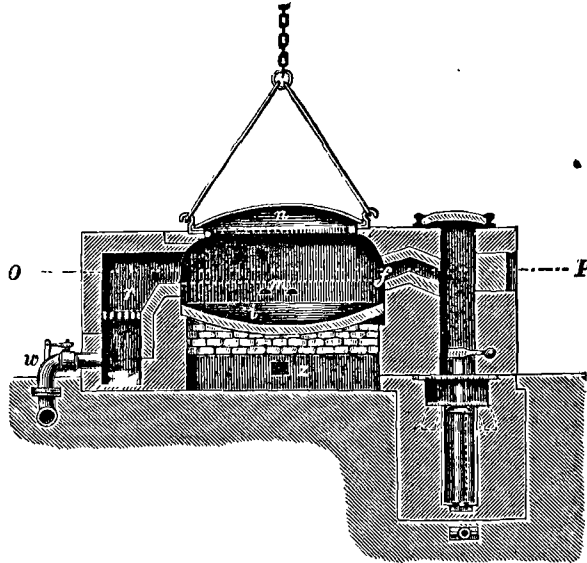


Fig. 366. — Ancien four de coupellation de Lautenthal ; coupe verticale suivant MN de la figure 367.

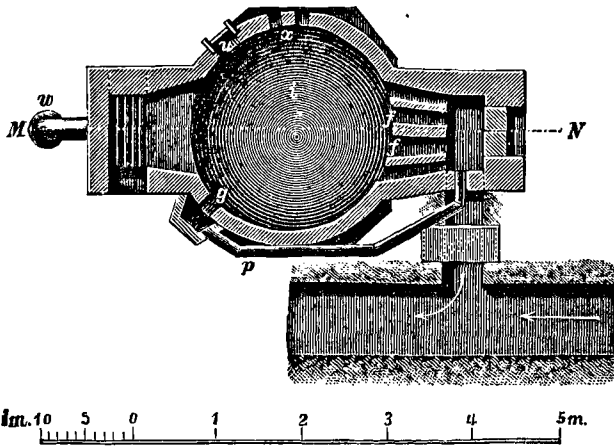


Fig. 367. — Ancien four de coupellation de Lautenthal ; coupe horizontale suivant OP de la figure 366.

L'orifice intérieur des tuyères est fréquemment muni de petites plaques de tôle mobiles, à l'aide desquelles le vent peut être réparti convenablement sur le bain métallique. Les tuyères sont placées de telle sorte que les courants d'air qui s'en échappent se croisent dans le milieu de la coupelle. Elles sont ordi-

nairement un peu inclinées vers le trou des litharges, afin que les litharges qui s'écoulent de ce dernier ne soient pas trop riches en argent. La quantité du plomb d'œuvre chargé en une seule fois dans le four de coupellation varie de 5 à 30 tonnes.

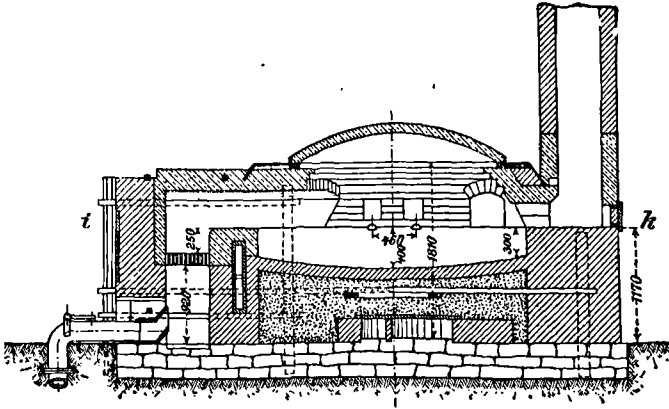


Fig. 368. — Nouveau four de coupellation de Lautenthal ; coupe verticale suivant *abcd* de la figure 369.

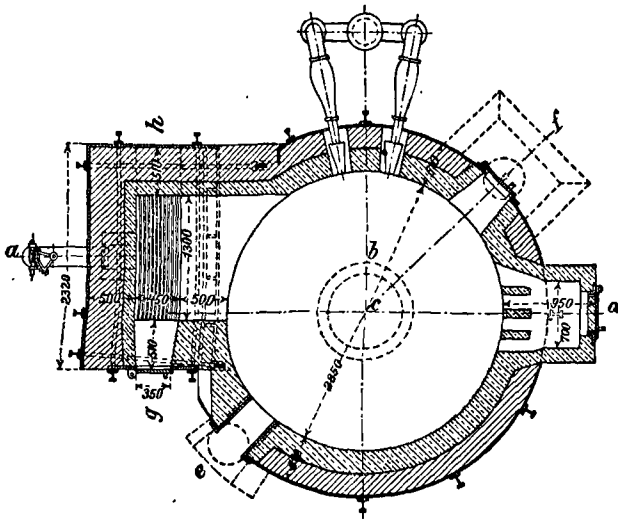


Fig. 369. — Nouveau four de coupellation de Lautenthal ; coupe horizontale suivant *ik* de la figure 368.

Nous citerons comme exemples de la disposition des fours à coupellation, l'ancien et le nouveau four de Lautenthal et les grands fours de Przibram et de Freiberg.

L'ancien four à coupellation de Lautenthal est représenté par les figures 366 et 367.

r est la grille, sous laquelle du vent soufflé est amené par le conduit *w* ;

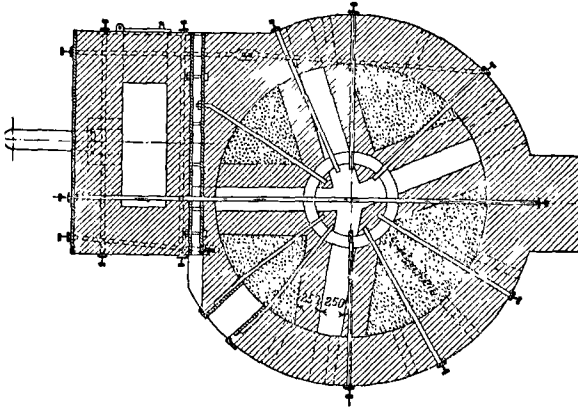


Fig. 370. — Nouveau four de couPELLATION de Lautenthal; tirants et canaux.

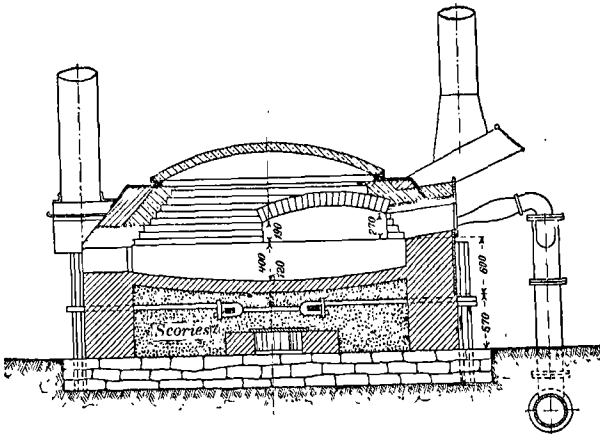


Fig. 371. — Nouveau four de couPELLATION de Lautenthal; coupe suivant *ef* de la figure 369.

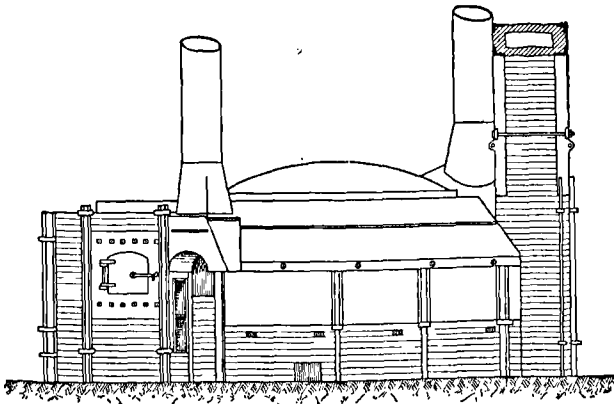


Fig. 372. — Nouveau four de couPELLATION de Lautenthal; vue extérieure.

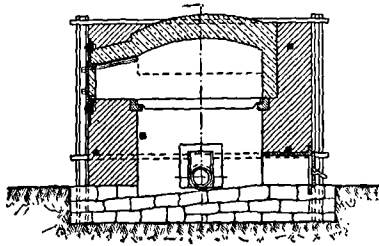


Fig. 373. — Nouveau four de cupellation de Lautenthal; coupe verticale suivant *gh* de la figure 369.

Fig. 374. — Chapeau du nouveau four de Lautenthal; coupe verticale suivant *ab* de la figure 375.

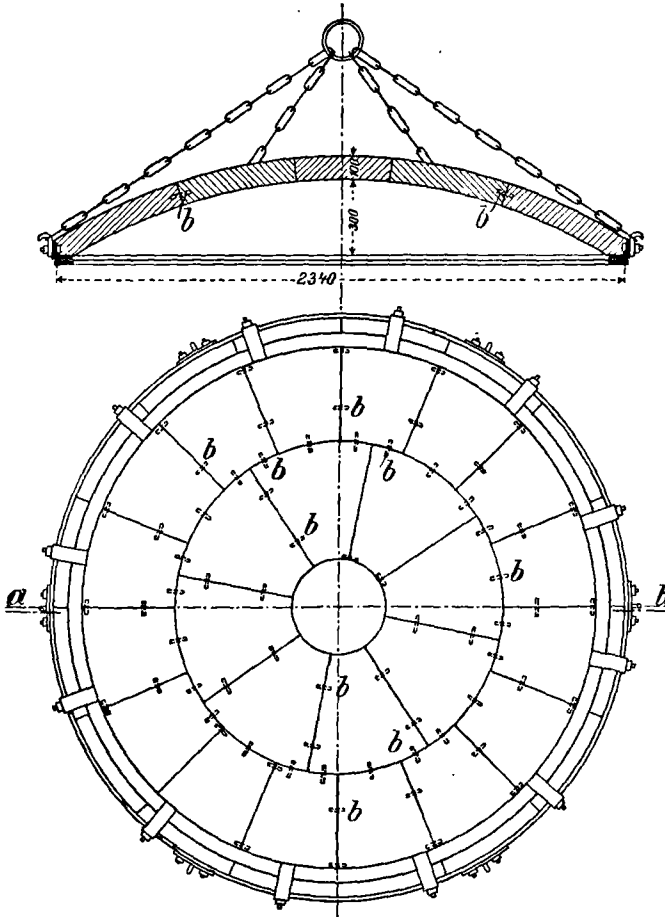


Fig. 375. — Chapeau du nouveau four de Lautenthal; vue supérieure.

n est le laboratoire où se trouve la coupelle, *f* le rempart divisé en plusieurs parties par des cloisons en briques réfractaires et par lequel les gaz du foyer se rendent dans des canaux à fumées et ensuite dans la cheminée; *n* est le chapeau mobile. La coupelle en marne *i* repose sur une couche de briques et

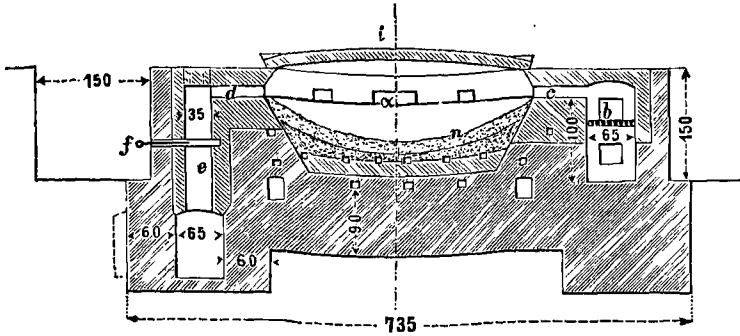


Fig. 376. — Grand four de coupellation de Prziham ; coupe longitudinale.

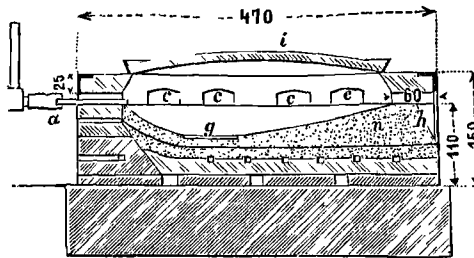


Fig. 377. — Grand four de coupellation de Prziham ; coupe transversale.

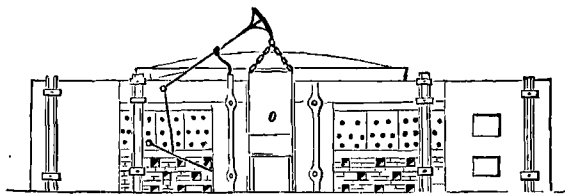


Fig. 378. — Grand four de coupellation de Prziham ; vue extérieure.

celle-ci sur la maçonnerie *z*. L'humidité est entraînée de la maçonnerie par deux canaux qui se croisent dans la partie inférieure de celle-ci. Dans les ouvertures *x* se trouvent les tuyères, par lesquelles est introduit le vent oxydant. La litharge produite par l'action de ce dernier est éliminée au fur et à mesure de sa formation par la rigole ou voie des litharges, taillée dans la sole du trou des litharges *g*. Afin de protéger les ouvriers contre l'action des vapeurs de plomb, il y a devant la voie des litharges une hotte communiquant par le tuyau en tôle *p* avec les canaux à fumées. La charge de ce four est de 10 tonnes de plomb d'œuvre.

La disposition du *nouveau four à coupellation de Lautenthal* est mise en évidence par les figures 368 à 373.

Le *chapeau*, formé de briques réfractaires, est représenté par les figures 374 et 375. Les briques sont réunies entre elles à l'aide de petites chevilles en fer *b*.

Dans ce four, la charge est de 10 à 11 tonnes de plomb d'œuvre.

Les figures 376 à 379 représentent la disposition du *grand four de Przibram*, qui a été imaginé par *Czermak*. Il fut d'abord chauffé au gaz, mais plus tard on le disposa pour le chauffage à la houille. La coupelle est carrée, avec angles arrondis. *b, b* sont les grilles, au-dessous desquelles les tubes *k, k* amènent du vent soufflé. La flamme passe par *c, c, c...* dans le laboratoire contenant la coupelle. Les gaz du foyer se rendent par les rampants *d, d...* dans les canaux verticaux *e, e, e...* et ensuite dans la cheminée, après avoir traversé des canaux à poussières. On peut régler le chauffage au moyen du registre *f*. *n* est la coupelle en marne (la marne est composée de 3 parties de pierre calcaire et 1 partie d'argile), qui repose sur une sole inférieure en marne pilonnée, établie sur la maçonnerie. Dans la maçonnerie qui entoure la coupelle se trouvent, comme on le voit dans les figures, des canaux pour l'entraînement de l'humidité de la coupelle et de la maçonnerie. *i* est le chapeau, *a, a, a* sont les ouvertures pour l'introduction des trois tuyères. *h* est le trou des litharges. Celui-ci est fermé par la porte à coulisses *o*, afin de protéger les ouvriers contre les vapeurs de plomb. On peut faire couler périodiquement la litharge du four en bouchant la voie des litharges avec un tampon d'argile et en enlevant ce dernier lorsqu'on veut écouler celles-ci. *g* est la cavité où se rassemble l'argent d'éclair.

Dans cette coupelle, la charge s'élève à 22,5-25 tonnes de plomb d'œuvre.

Ce grand four travaille plus avantageusement que le petit four qui se trouve à Przibram.

Le *grand four à coupellation de Freiberg*, construit d'après les indications de *Platner*, est représenté par les figures 380 à 385. Ce four a une section horizontale oblongue et une coupelle elliptique. *a* est la grille au-dessous de laquelle du vent soufflé est amené par le tuyau *c*; *v* est le pont de chauffe avec canaux de réfrigération par l'air *f*. *z* est la coupelle en marne (composée de 3/5 de partie d'argile de Meissen et de 2/5 de partie de marne de Silésie). Au-dessous de la coupelle, se trouve une couche d'argile réfractaire, et par-dessous celle-ci une couche de scories *x*, qui repose elle-même sur la maçonnerie du four. *e* est une plaque de fondation en fonte; *g, g* sont des canaux pour l'entraînement de l'humidité du four. Le vent pénètre par le tube *d* dans les tuyères, qui se trouvent dans les deux angles *y, y* du four. *h* est le trou des litharges; *i, i* sont les portes par lesquelles le plomb d'œuvre est chargé dans le four. *v* est la grue mobile pour l'enlèvement du chapeau. Les principales dimensions du four sont les suivantes : longueur de la coupelle 400^{cm}, largeur 265^{cm}; longueur du pont de chauffe 200^{cm}, largeur 75^{cm}, hauteur au-dessus de la grille 20^{cm}, hauteur au-dessus du point le plus bas de la coupelle 40^{cm}; longueur de la grille 200^{cm}, largeur 60^{cm}; distance entre les deux tuyères 250^{cm}; distance moyenne entre le chapeau et la coupelle 80^{cm}; largeur du trou des litharges 90^{cm}, hauteur au-dessus du sol de l'usine 85^{cm}. Les gaz du foyer se dégagent par le trou des litharges et arrivent dans un canal, qui les conduit dans les canaux à poussières. Ce four sert pour le travail de concentration. A cause de sa longueur, il est

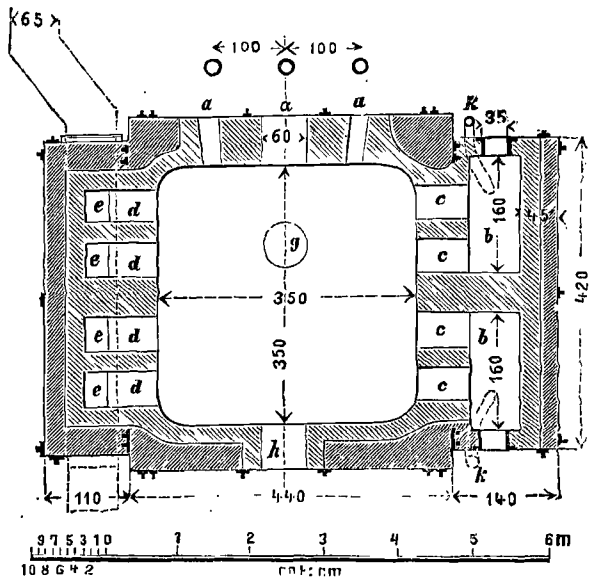


Fig. 379. — Grand four de coupellation de Przibram; coupe horizontale.

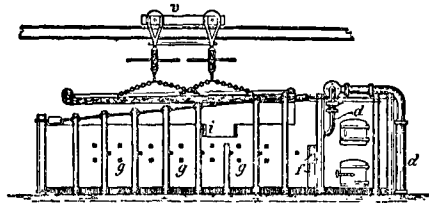


Fig. 380. — Grand four de coupellation de Freiberg; vue latérale.

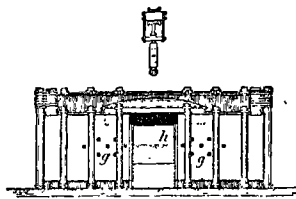


Fig. 381. — Grand four de coupellation de Freiberg; vue antérieure.

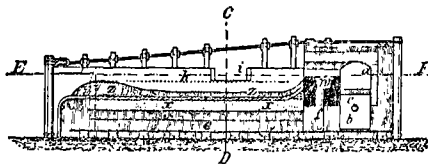


Fig. 382. — Grand four de coupellation de Freiberg; coupe verticale suivant AB de la figure 384.

difficile d'avoir, vers la fin de la coupellation, la température convenable. En 7 à 10 jours, on traite dans ce four 50 à 60 tonnes de plomb d'œuvre pour plomb enrichi à 80 p. 100 d'argent.

Conduite de la coupellation.

Après le battage de la coupelle, on charge le plomb d'œuvre.

La quantité totale du plomb d'œuvre à traiter en une opération est telle que la coupelle peut la contenir tout entière, c'est-à-dire telle qu'elle peut y être chargée en une seule fois, ou bien au contraire elle est trop grande pour cela. Dans ce

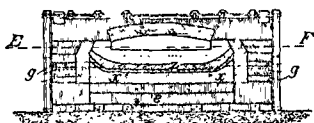


Fig. 383. — Grand four de coupellation de Freiberg ; coupe verticale suivant CD de la figure 382.

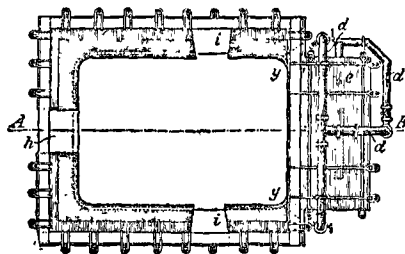


Fig. 384. — Grand four de coupellation de Freiberg ; vue supérieure du foyer et coupe horizontale du four.

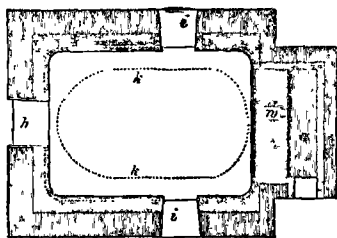


Fig. 385. — Grand four de coupellation de Freiberg ; coupe horizontale suivant EF de la figure 382.

dernier cas, dès qu'une partie de la charge complète est oxydée et éliminée du four à l'état de litharge, on ajoute une nouvelle quantité de plomb. Lorsqu'une partie de ce plomb a été aussi oxydée et écoulée, on charge encore de nouveau plomb et on continue ainsi jusqu'à ce que la quantité totale du plomb d'œuvre à coupeller ait été chargée. Le plomb nouveau que l'on ajoute, comme il vient d'être dit, et auquel on donne le nom de *filage*, doit être pur, parce que autrement les impuretés, qui,

lorsque le chargement a lieu en une seule fois, sont éliminées sous forme d'abzugs et d'abstrichs, passent en partie dans la litharge et altèrent les qualités que celle-ci doit avoir comme litharge marchande. Si donc on a l'intention de produire de la litharge marchande, le plomb impur doit être raffiné avant d'être chargé.

Le chargement terminé, on met le chapeau sur la coupelle, puis on fait fondre le plomb d'œuvre. On laisse la fusion se faire lentement, afin que les impuretés mélangées mécaniquement avec le plomb puissent se séparer.

Celles-ci, ainsi que les sulfures, la majeure partie du cuivre contenu dans le plomb (qui apparaît sous forme d'un alliage cuivre-plomb difficilement fusible) et une partie des éléments facilement oxydables que contient le plomb, se rassemblent à la surface du bain métallique sous forme d'une masse noire incomplètement fondue et sont retirés par le trou des litharges à l'aide d'un ringard. Cette masse, désignée sous le nom d'*abzug*, ne se forme que lorsque le plomb coupellé est très-impur et elle est traitée pour plomb d'œuvre et matte.

Après l'élimination de l'abzug du bain métallique, on met la soufflerie en activité. L'antimoine et l'arsenic apparaissent maintenant à la surface du bain à l'état d'antimoniate et d'arséniate de plomb et, mélangés avec de l'oxyde de plomb, ils forment une masse fondue peu fluide de couleur foncée et désignée sous le nom d'*abstrich*. Cet abstrich est enlevé de la surface du bain à mesure qu'il se produit et, comme on l'a déjà dit précédemment, il est traité pour plomb aigre. Lorsque la teneur du plomb en antimoine est élevée, l'élimination de ce dernier exige un temps assez long et alors la coupellation est beaucoup retardée, parce que la formation des litharges ne commence que lorsque tout l'antimoine est éliminé. L'abstrich qui se produit en dernier lieu est fortement mélangé d'oxyde de plomb. Après l'élimination de l'abstrich, commence, sous l'influence de l'action du vent de la soufflerie sur le bain métallique, la formation des litharges, la *période des litharges*. Cette période se continue jusqu'à la fin de la coupellation, jusqu'à l'éclair.

Aussitôt après l'enlèvement de l'abzug du bain, on voit des bulles s'élever de ce dernier. Ce phénomène se continue pendant la période des litharges tout entière. Il est dû principalement à un dégagement de vapeur d'eau de la coupelle, et aussi dans une certaine mesure à un dégagement d'acide carbonique, qui est expulsé du calcaire de la coupelle par la chaleur et la pénétration d'oxyde de plomb dans la partie supérieure de la masse de la coupelle.

On fait écouler du four la litharge fondue par la rigole ou *voie des litharges*, pratiquée à l'aide d'un instrument en fer sur la sole du trou des litharges. Elle est poussée vers ce dernier par le vent des tuyères et s'écoule par la rigole. Celle-ci est approfondie à mesure que s'abaisse la surface du bain métallique. Afin de restreindre la volatilisation du plomb, l'approfondissement de la voie des litharges doit être conduit de façon qu'une partie du bain et son bord sur une largeur de 30 à 50^{cm} soient toujours couverts de litharge et que l'écoulement de celle-ci s'arrête dès que le vent est supprimé. Dans quelques usines, on maintient toute la surface du bain couverte de litharge et on n'écoule cette dernière que de temps en temps. La température du four doit être réglée de façon qu'il se volatilise le moins de plomb possible. Cependant, à mesure que l'alliage plomb-argent, par l'élimination du plomb de ce dernier, devient plus difficilement fusible et que l'espace à chauffer augmente, la température et la quantité du vent doivent être accrues. Avec les fours ronds de 2^m,50 de diamètre, la

quantité du vent s'élève au commencement à 3-4 mètres cubes par minute, et plus tard à 6 à 8 mètres cubes. La pression du vent est de 20 à 25^{mm} de mercure.

La litharge qui se forme d'abord a une couleur vert foncé ou brune. Sa pureté est altérée par différents éléments, surtout par les derniers restes de l'antimoine, ainsi que par du cuivre et elle est désignée sous le nom de *litharge noire* ou *sauvage*. Elle ne peut pas, même lorsqu'on coupelle du plomb pauvre en argent, être utilisée comme litharge marchande ; elle est fondue pour plomb d'œuvre.

La litharge qui se forme maintenant, si l'on coupelle du plomb riche, comme celui qui est préparé à l'aide du zingage, est traitée pour plomb d'œuvre, à cause de sa teneur élevée en argent. Elle est ajoutée à la fonte des minerais ou des mattes ou bien révivifiée seule pour plomb d'œuvre, comme il a été expliqué précédemment. Si le plomb coupellé est pauvre en argent, la litharge qui se produit maintenant (jusqu'à la litharge riche en argent formée en dernier lieu) est pauvre en argent, et est utilisée comme *litharge marchande* ou révivifiée pour plomb marchand, soit seule, soit avec d'autres produits intermédiaires plumbeux pauvres en argent.

La litharge, qu'elle soit riche ou pauvre en argent, est jaune ou rouge. La litharge jaune et la litharge rouge n'offrent aucune différence dans leur composition chimique. Ce sont des formes isomorphes de l'oxyde de plomb. La *litharge jaune*, nommée *litharge d'argent*, se produit lorsque la litharge liquide est refroidie rapidement, par exemple lorsqu'on la fait couler du four sur des plaques de fer et qu'on l'arrose avec de l'eau. La *litharge rouge*, appelée *litharge d'or*, se forme au contraire quand la litharge liquide se refroidit lentement. On provoque la formation de la litharge d'or par l'accumulation de grandes masses cohérentes de litharge, en faisant couler la substance fondue de la rigole dans des vases de grandeur convenable. Les grosses loupes de litharge ainsi formées se fendent par le refroidissement et se résolvent au bout de quelque temps en une masse très-friable, composée de petites écailles rouges. La production des fissures dans la litharge est due à l'absorption d'oxygène de l'air par la masse fondue et au dégagement de ce gaz pendant son refroidissement.

La *litharge jaune* est révivifiée pour *plomb* ou *plomb d'œuvre*. La *litharge rouge* provenant de la coupellation de plomb pauvre est séparée des morceaux les plus gros à l'aide d'un tamisage et ensuite livrée au commerce.

La litharge qui se forme en dernier lieu, même si le plomb coupellé est pauvre, est argentifère et est à cause de cela révivifiée pour plomb d'œuvre ou employée comme matière d'emplombage lors de la fonte de minerais d'argent ou de produits intermédiaires argentifères.

Lorsqu'on coupelle du *plomb contenant du bismuth*, la dernière litharge renferme aussi du bismuth et elle est révivifiée pour *plomb d'œuvre bismuthifère*. En coupellant ce dernier, on obtient une litharge enrichie en bismuth, qui est traitée par voie humide pour *bismuth* ou *sels de bismuth*.

Les dernières portions de litharge qui se forment pendant la coupellation se réunissent en donnant naissance à des anneaux colorés (les yeux). Cette période précède l'éclair. On dit alors que l'argent est *en fleur*. Ce phénomène est dû à ce que la couche de litharge qui se trouve sur l'argent ne suffit plus pour couvrir complètement la surface de ce dernier et c'est pour cela qu'il se produit sur l'argent une pellicule ayant l'apparence d'un réseau et à travers laquelle on

aperçoit le reflet du métal. A la fin de la coupellation, cette pellicule se dissipe elle-même du centre à la périphérie et l'argent apparaît alors avec un vif éclat particulier ; ce dernier phénomène est désigné sous le nom d'*éclair*.

L'argent ainsi obtenu, dit *argent d'éclair*, contient encore 5 à 10 p. 100 d'impuretés (plomb, bismuth, cuivre). Dans la plupart des usines, il est, après sa solidification, refroidi avec de l'eau, enlevé de la coupelle, cassé en morceaux et soumis dans des fours particuliers à une nouvelle fusion oxydante (raffinage).

Dans quelques usines, la purification de l'argent des éléments étrangers qu'il renferme encore est effectuée sur la coupelle elle-même, dans lequel cas on doit chauffer plus fortement que lors de la coupellation.

Pour éliminer le *cuivre* de l'argent d'éclair, on le fond sur la coupelle avec une quantité de plomb correspondant à la teneur en cuivre et on coupelle de nouveau. Le cuivre passe alors dans la litharge.

Si la coupellation ne doit pas être poussée jusqu'à l'éclair de l'argent, on interrompt l'opération, dès qu'on a atteint le degré désiré d'enrichissement de l'argent dans le plomb (40 à 80 p. 100 d'argent). Le plomb d'œuvre ainsi obtenu est retiré du four par puisage et ensuite coupellé jusqu'à l'éclair ou transformé directement en métal fin. On désigne cet enrichissement de l'argent dans le plomb sous le nom de *coupellation jusqu'à l'éclair noir* et le plomb enrichi est appelé *plomb d'éclair noir*.

On pratique ce mode d'enrichissement surtout lorsqu'on a affaire à du plomb contenant du bismuth (Freiberg), qui, comme on l'a déjà dit, se rassemble dans la dernière litharge.

Le travail de l'*enrichissement de l'argent dans le plomb* se fait par la *méthode du flage*. On fait filer le plomb nouveau au commencement de la période des litharges.

Les couches supérieures de la coupelle absorbent toujours une certaine quantité de litharge. Si le plomb d'œuvre contient du bismuth, les parties de la coupelle qui se trouvent en contact avec le plomb absorbent de l'oxyde de bismuth. Les parties de la coupelle contenant de la litharge sont cassées et enlevées après chaque coupellation (*fonds de coupelles*) et ajoutées comme produit intermédiaire plombifère aux fontes d'emplombage ou bien fondues pour plomb d'œuvre seules ou avec de la litharge. Les fonds de coupelles renfermant du bismuth sont traités de la même manière que la litharge bismuthifère. L'enlèvement de la coupelle contenant du plomb et de l'argent ou du bismuth a lieu lorsqu'elle est refroidie et après qu'on en a retiré les grenailles d'argent et les racines qui y sont restées. La partie de la coupelle ne contenant pas d'oxyde de plomb est ajoutée lors de la confection de la coupelle pour l'opération suivante.

Le travail de la coupellation donne lieu à une grande perte de plomb et à une perte en argent relativement plus faible. La *perte en plomb* se produit aussi bien directement qu'indirectement. La *perte directe* résulte de la volatilisation de plomb à la température qui règne dans la coupelle et du passage de grenailles de plomb dans la litharge. La perte par volatilisation est augmentée par une coupellation trop chaude, tandis que lorsqu'on coupelle trop lentement et à une trop basse température la litharge absorbe trop de grenailles de plomb. La *perte indirecte* se produit lors de la révivification des fonds de coupelles plombeux et de la litharge, opérations dans lesquelles du plomb se perd par scorification.

La *perte en plomb* à la coupellation oscille entre 3 et 8 p. 100 du plomb contenu dans le plomb d'œuvre.

La *perte en argent* se produit aussi bien par volatilisation, mais dans une faible mesure, que par le passage de particules de plomb d'œuvre dans la litharge et dans la coupelle. Lors de la révivification de la litharge et des fonds de coupelle, une certaine quantité d'argent passe toujours dans la scorie. La perte totale en argent reste toujours au-dessous de 1 p. 100, ordinairement au-dessous de 1/2 p. 100.

Suivant la quantité du plomb d'œuvre chargé et sa teneur en éléments étrangers, la *durée* de la coupellation est de 20 à 300 heures.

Une grande teneur en antimoine du plomb d'œuvre nuit particulièrement à la durée de l'opération.

La *consommation de combustible* dépend de la pureté du plomb d'œuvre et de la disposition du four de coupellation. Elle s'élève, avec le chauffage à la houille, à 20-30 p. 100 du poids du plomb d'œuvre.

Les *produits* du travail de la coupellation sont : de l'argent d'éclair ou de l'argent fin, des *abzugs*, des *abstrichs*, des litharges et des fonds de coupelles.

L'*argent d'éclair* ou *argent brut* contient encore 5 à 10 p. 100 d'impuretés. Sa composition est donnée par les analyses suivantes :

	Przibram	Freiberg	Wyandotte (État Michigan)
Argent.	95	92,180	98,691
Plomb.	5	4,210	1,090
Cuivre.	—	2,104	0,117
Cobalt et nickel	—	0,600	0,004
Fer	—	—	0,090
Bismuth.	—	—	0,0058
Or.	—	—	0,0023

Les *abzugs* diffèrent dans leur composition par leur teneur en cuivre et en sulfures métalliques. Les analyses suivantes donnent la composition des *abzugs* de *Pontgibaud* :

	I.	II.
Oxyde de plomb	37,9	56,2
Bioxyde de cuivre.	5,0	1,2
Peroxyde de fer	5,8	5,7
Oxyde de zinc	5,4	4,9
Acide antimonique	5,2	0,5
Soufre.	7,3	—
Plomb.	34,9	24,4

La composition des *abstrichs* est mise en évidence par les analyses suivantes :

	Freiberg	Altenau	Kapnik (Hongrie)
Oxyde de plomb	95,5	67,13	53,28
Bioxyde de cuivre	0,5	traces.	0,05
Peroxyde de fer	0,3	traces.	0,58
Oxyde de zinc	1,1	0,38	—
Acide antimonieux	—	31,10	42,90
Acide arsénieux	2,3	—	2,34
Soufre	—	2,23	0,07
Plomb	—	—	0,45

La composition de la *litharge* est donnée par les analyses suivantes. (On admet que l'argent se trouve à l'état d'oxyde $[Ag^2O]$) :

	Freiberg	Clausthal	Przibram
Oxyde de plomb	96,21	99,69	97,88
Bioxyde de cuivre	0,82	0,04	0,24
Peroxyde de fer	0,41	traces.	traces.
Oxyde de zinc	1,31	—	—
Oxyde d'argent	0,003	—	0,002
Acide antimonique	1,21	—	traces.
Acide arsénique			
Chaux	—	—	0,24
Alumine	—	—	0,07
Acide carbonique	—	—	0,10
Acide silicique	—	—	0,66

La teneur en argent de la litharge dépend de celle du plomb d'œuvre. Pour les marques riches, elle est rarement au-dessous de 0,02 à 0,03 p. 100.

L'analyse suivante donne la composition des *fonds de coupelles* du four de *Przibram* :

Oxyde de plomb	68,860
Bioxyde de cuivre	0,070
Acide antimonique	0,530
Oxyde d'argent	0,170
Alumine	2,120
Peroxyde de fer	0,300
Carbonate de calcium	24,100
Acide silicique	2,970
Acide sulfurique	0,040

La teneur en argent des fonds de coupelles dépend aussi de celle du plomb d'œuvre. Au Harz Supérieur, par exemple, elle va jusqu'à 0,03-0,20 p. 100.

Voici quelques *exemples* du procédé de coupellation au four allemand.

a. — Coupellation pour argent d'éclair sans filage.

A l'usine de *Rothenbach* près *Müsen* (cercle de *Siegen*), on charge dans un four, dont la coupelle a 3^m,13 de diamètre et travaille avec une tuyère, 25,5 tonnes de plomb d'œuvre riche en antimoine et en 300 heures on coupelle cette quantité pour argent d'éclair. De ce temps, 3 heures sont employées pour le chargement, 24 à 27 pour la fusion, 9 pour la période des abzugs, 144 pour la période des abstrichs et 117 pour la période des litharges. On chauffe avec du bois, dont on consomme 0,6 m. cub. pour 5 tonnes de plomb d'œuvre. De 100 kilogr. de plomb d'œuvre, on retire 7,6 kilogr. d'abzugs, 21 kilogr. d'abstrichs, 52 kilogr. de litharge impure, 30 kilogr. de litharge d'argent et de litharge d'or, avec 0,004 à 0,006 p. 100 d'argent, et 0,28 kilogr. d'argent d'éclair. Les litharges d'argent et les litharges d'or sont livrées au commerce.

A l'usine de *Lautenthal*, 6 tonnes de plomb d'œuvre riche de la désargentation par le zinc sont chargées dans le four décrit précédemment. Lorsqu'on est arrivé à la période des litharges, on imbibe un mélange d'oxyde de plomb et de grenailles de plomb d'œuvre. L'opération tout entière, y compris l'imbibition, dure 32 heures. Pour une coupellation, on consomme 700 à 750 kilogr. de houille et 240 à 285 fagots. La pression du vent s'élève à 20-26^{mm} de mercure. Le four est desservi dans la journée par 1 coupelleur et 1 chauffeur.

A l'usine de *Clausthal*, on coupelle des plombs d'œuvre impurs provenant du traitement des mattes, dits *œuvres de mattes* — *Steinzerke*, et offrant la composition moyenne suivante :

Bismuth.	0,00301 p. 100	Zinc.	0,00120 p. 100
Cuivre.	0,50200 —	Nickel.	0,00504 —
Antimoine.	0,82780 —	Argent	0,35300 —
Fer	0,00180 —	Plomb.	98,30615 —

Le diamètre de la coupelle est de 2^m,50. On y charge 10 tonnes de plomb d'œuvre et on les coupelle pour argent d'éclair en 36 heures, ainsi réparties : battage de la coupelle et chargement 2 heures, fusion et extraction des abzugs 2 heures, période des abstrichs 4 heures, période des litharges 28 heures. Pour une coupellation, on consomme en moyenne 200 fagots et 1,3 à 1,4 tonnes de houille. On retire en moyenne de 10 tonnes de plomb d'œuvre : 17 kilogr. d'argent d'éclair, 8,6 tonnes de litharge tenant en moyenne 0,005 p. 100 d'argent, 1/2 tonne d'abzugs et d'abstrichs et environ 1,8 tonne de fonds de coupelle. Le four est desservi dans la journée de 12 heures par un coupelleur et un chauffeur.

A *Altenau*, on imbibe dans le plomb d'œuvre pendant la coupellation des produits secondaires argentifères et des minerais d'argent riches ; la même chose a lieu à *Saint-Andreasberg*. La coupellation avec une charge de plomb d'œuvre de 10 à 12 tonnes dure 24 à 36 heures, suivant la quantité des matières soumises à l'imbibition. Les chiffres suivants indiquent les quantités de plomb d'œuvre traitées et de matières imbibées, ainsi que celles du combustible consommé et des matières employées à la confection des coupelles pendant une longue période de travail dans les deux usines en question :

Altenau.

Plomb d'œuvre traité	1749,2 tonnes	
Matières imbibées	Schlamms d'argent (de l'électrolyse et de la lixiviation par l'acide sulfurique)	2,5 —
	Minerais étrangers	5,604 —
	Abzugs de la coupellation	10,05 —
	Oxydes riches (de la décomposition de l'écume riche par la vapeur d'eau)	9,2 —
Combustibles	Houille	189 —
	Fagots	8103
Matières pour les coupelles.	Marne	1312 hectolitres
	Schiste argileux	243 —

Saint-Andreasberg.

Plomb d'œuvre traité	2312,4 tonnes	
Matières imbibées	Minerais	7,3 —
	Scorie du raffinage de l'argent	1,24 —
	Oxydes riches (de la décomposition de l'écume riche par la vapeur d'eau)	1,6 —
	Produits argentifères divers des fours à cuve	6,38 —
Combustibles	Houille	317,1 —
	Bois	371 mètr. cub.
Matières pour les coupelles.	Marne	212 hectolit.
	Schiste argileux	839,5 —

Comme aux usines de Lautenthal et de Clausthal, les fours d'Altenau et de Saint-Andreasberg sont desservis par un coupelleur et un chauffeur dans la journée de 12 heures.

A *Hoboken-les-Anvers*, on charge 10 tonnes de plomb d'œuvre dans un four offrant la même disposition que les nouveaux fours de coupellation de Lautenthal décrits précédemment et dans la masse fondue on imbibé 60 à 100 p. 100 de son poids en produits secondaires argentifères (résidus de la distillation de l'écume riche, oxydes lessivés provenant de la décomposition de l'écume riche par la vapeur d'eau, schlamms d'argent du traitement de l'alliage zinc-argent par l'acide sulfurique). La coupellation dure environ 36 à 40 heures. La consommation de combustible (houille) s'élève à 20-25 p. 100 du poids total des masses coupellées et imbibées. Le four est desservi dans la journée par 1 coupelleur et 1 chauffeur.

A *Przibram, en Bohême*, on coupe en 80 heures, dans le grand four décrit précédemment, 25 tonnes de plomb d'œuvre tenant en moyenne 0,52 p. 100 d'argent.

Le temps employé à la coupellation se répartit de la manière suivante : battage de la coupelle et chargement 8 heures, fusion 16 heures, période des abzugs 6 heures, période des abstrichs 9 heures, période des litharges 41 heures, dont 23 heures pour la préparation de la litharge marchande pauvre en argent, et 18 heures pour la période de formation de la litharge riche. La consommation de combustible (houille) est de 19,63 p. 100 du poids du plomb d'œuvre. Sur la quantité totale des litharges obtenues, 36 p. 100 sont assez pauvres en argent

(0,004 p. 100) pour pouvoir être vendus comme litharges marchandes. La perte d'argent indiquée s'élève à 0,83 p. 100, celle en plomb à 4,33 p. 100. Dans ces chiffres ne sont pas comptées les pertes en métaux qui se produisent lors du traitement des produits secondaires. Le four est desservi dans la journée de 8 heures par un coupelleur et un aide.

b. — Travail de concentration avec filage.

La coupellation jusqu'à l'éclair noir (travail de concentration) avec filage est en usage à *Freiberg* et à *Schemnitz*.

Dans les anciens *fours de Freiberg avec coupelle circulaire*, on charge 10 tonnes de plomb et ensuite on fait filer 25 tonnes de nouveau plomb, et on coupelle jusqu'à 60-70 p. 100 d'argent. La durée totale de l'opération est de 100 à 102 heures. La pression du vent s'élève à 15,6^{mm} de mercure. On consomme en combustible 1 mètre cube de bois et 80 à 90 hectolitres de lignite.

Le plomb enrichi (plomb d'éclair noir) est puisé dans la coupelle et versé dans des moules en fonte, puis il est traité dans de plus petits fours de coupellation, par quantités de 0,9 à 1,2 tonnes, pour litharge bismuthifère et argent pur (avec 998 millièmes d'argent). La litharge tenant $\frac{1}{4}$ à 8 p. 100 de bismuth et les fonds de coupelle avec 6 p. 100 de bismuth sont traités pour bismuth ou sels de bismuth.

Dans les *nouveaux fours de Plattner avec coupelle ovale*, la quantité totale du plomb coupellé jusqu'à 80 p. 100 d'argent en une opération, y compris le filage, s'élève à 50-60 tonnes. 50,85 tonnes de plomb d'œuvre¹ sont en 178 heures concentrées à la teneur en argent indiquée. Pour 100 kilogr. de plomb d'œuvre, on consomme 26,79 kilogr. de lignite et 7,50 kilogr. de marne. On retire de 100 kilogr. de plomb d'œuvre 12,52 kilogr. de litharge rouge marchande, 75,59 kilogr. de litharge riche à révivifier et 11,75 kilogr. de fonds de coupelle.

Le plomb enrichi est, comme on l'a dit plus haut, traité dans de petits fours de coupelle pour argent fin et litharge bismuthifère.

A *Chemnitz, en Hongrie*, le plomb d'œuvre est enrichi à 50 p. 100 d'argent avec filage de plomb nouveau. Les plombs d'éclair noir obtenus sont coupellés seuls pour argent d'éclair, et ce dernier est raffiné directement dans le four de coupellation.

La coupelle du four de *Schemnitz* a 4 mètres de diamètre et contient 7 à 8 tonnes de plomb. La quantité du filage s'élève à 20-30 tonnes. Une coupellation dure 8 à 10 jours. On fait écouler la litharge directement de la rigole dans une caisse en fonte placée devant le four et remplie de charbons incandescents. Dans cette caisse, dite *four sibérien* ou de *Barnaul*, le plomb est réduit et il s'écoule par une ouverture pratiquée à la partie inférieure du four. Avec 1 hectolitre (18 à 20 kilogr.) de charbon de bois, on prépare dans ce four 200 kilogr. de plomb. Le plomb ainsi obtenu contient de l'antimoine. Il est d'abord dépouillé de ce dernier au moyen de vapeur d'eau produite par perchage, puis traité par le zinc, afin d'éliminer le cuivre et l'argent, et finalement soumis à un nouveau perchage pour éloigner le zinc. Le plomb ainsi purifié est livré au commerce ou bien il est traité par coupellation pour litharge d'or. L'argent contient 990 à 997 millièmes de fin. De 200 kilogr. de plomb d'œuvre, on retire en

¹ *Freiberger Jahrbuch*, 1885.

moyenne 1 kilogr. d'argent. La teneur moyenne en or de l'argent fin est de 25 grammes par kilogr. La consommation en combustible pour la coupellation s'élève à 16 mètres cubes de bois pour 10 tonnes de plomb d'œuvre.

Coupellation au four anglais.

Le four de coupellation anglais possède une coupelle qui peut être retirée et un chapeau non mobile. En outre, il contient des quantités de plomb d'œuvre plus petites que le four allemand. Le travail y est ordinairement conduit de la manière suivante : On prépare d'abord un *plomb enrichi en argent par la méthode du filage*, on l'écoule du four et ensuite, quand on en a rassemblé une quantité suffisante, on le traite pour *argent fin sur la coupelle*. Le plomb d'œuvre est traité plus rarement directement pour argent fin.

La masse de la coupelle est pilonnée dans une sorte de châssis en fer mobile, dit *testring* — cercle ou châssis de la coupelle. Cette masse se composait autrefois de cendre d'os. Mais actuellement on emploie, au lieu de cette dernière, de la *marne* de même composition que la marne naturelle ou artificielle du four allemand, ou bien du *ciment* ou un mélange de *poudre de briques réfractaires* et de *ciment*.

Grâce à la mobilité de sa coupelle, le four anglais peut travailler d'une manière continue, parce que dès que la coupelle a besoin d'être réparée elle est remplacée par une autre préparée à l'avance, ce qui procure une économie de temps et de combustible et augmente le rendement du four.

Aux *Etats-Unis de l'Amérique du Nord*, le four anglais a été dans ces derniers temps l'objet de nombreux perfectionnements ; on a notamment augmenté sa capacité et rendu plus grande la durée de la coupelle, en améliorant la masse entrant dans sa composition et employant le refroidissement par l'eau. C'est pour cela que sous cette nouvelle forme, le four anglais doit être préféré au four allemand pour la coupellation des plombs riches, qui exclut la préparation des litharges marchandes.

La disposition de l'*ancien* four anglais est mise en évidence par les figures 386 à 389. A est la grille, B le laboratoire, c la coupelle ovale, g le rampant divisé en deux parties ; la coupelle, faite en marne ou en cendre d'os, est établie dans un châssis en fer (le *testring*) qui peut être retiré du laboratoire. Ce châssis (fig. 388 et 389) se compose d'un cercle de forme elliptique a, fait avec du fer plat, et de traverses b, également en fer, destinées à supporter la masse de la coupelle. Le châssis est d'abord rempli complètement avec la matière de la coupelle, après quoi on creuse l'excavation c destinée à recevoir le bain de plomb. Sur l'un des côtés courts de l'ellipse, on creuse les rigoles ou voies des litharges d, d, d, desquelles on fait écouler ces dernières dans des vases placés au-dessous de la coupelle, par des trous pratiqués dans la masse de celle-ci à l'extrémité des rigoles. Le châssis ou *testring* est placé dans le laboratoire sous un anneau en fonte, dit *compassring*, contre lequel il est fortement appliqué au moyen de 4 coins de fer. Les joints entre le châssis et l'anneau sont bouchés avec de la masse de coupelle. Le plomb à coupeller est fondu dans des chaudières en fonte particulières, et de celles-ci, il est ensuite écoulé sur la coupelle ou bien il est déposé dans les canaux f, f et poussé dans l'intérieur du four ; les parties qui se trouvent alors dans ce dernier fondent et coulent sur la coupelle. i est l'ouverture de travail, e est une ouverture pour l'introduction du vent de la soufflerie

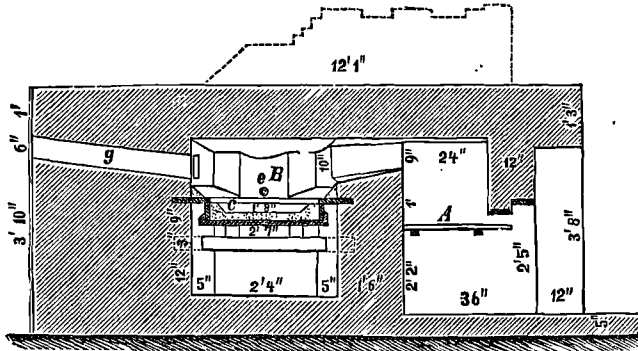


Fig. 386. — Four de coupellation anglais; coupe verticale.

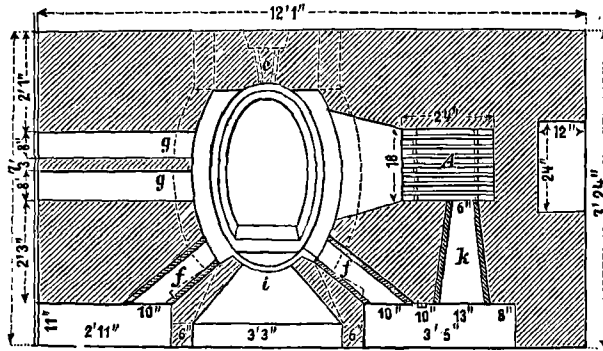


Fig. 387. — Four de coupellation anglais; coupe horizontale.

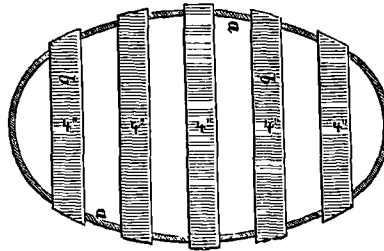


Fig. 388. — Châssis ou testring de la coupelle anglaise.

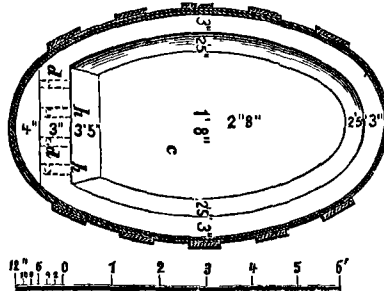


Fig. 389. — Coupelle anglaise. (Echelle en pieds anglais).

dans le laboratoire. Le plomb enrichi dans le four en est retiré par puisage ou bien écoulé par un trou pratiqué dans la partie la plus basse de la coupelle.

La disposition d'un *four américain avec coupelle rectangulaire, sans refroidis-*

Fig. 390. — Four de coupellation américain ; vue antérieure.

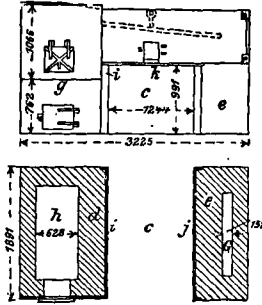


Fig. 391. — Four de coupellation américain ; coupe horizontale suivant CD de la figure 392.

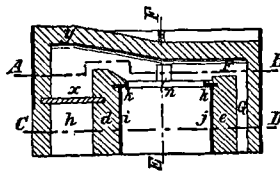


Fig. 392. — Four de coupellation américain ; coupe verticale suivant GH de la figure 393.

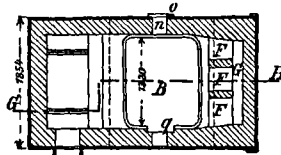


Fig. 393. — Four de coupellation américain ; coupe horizontale suivant AB de la figure 392.

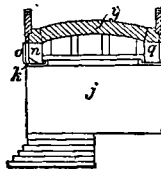


Fig. 394. — Four de coupellation américain ; coupe verticale suivant EF de la figure 392.

sement par l'eau est mise en évidence par les figures 390 à 394¹. *x* est la grille, B le laboratoire, F le rampant divisé en trois parties par des cloisons en maçonnerie (cette disposition a pour but de répartir uniformément la flamme sur le

¹ Hofman, *Metallurgy of Lead*.

bain métallique), *G* est un canal vertical pour l'entraînement des gaz dans les chambres à poussières. Le four est entouré de plaques de fonte. La surface de la grille est égale à $1,371 \times 0,838$ mètres carrés, celle de la coupelle à $1,32 \times 1,066$ mètres carrés. *y* est la voûte du four, qui s'abaisse fortement à partir du côté de la grille jusqu'au rampant, afin d'obtenir dans le four la température nécessaire. *k* est l'anneau en fonte, le *compassring*, dans lequel est poussé le châssis de la coupelle, le *testring*, reposant sur des roues (le châssis n'est pas

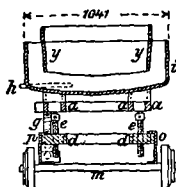


Fig. 395. — Testring de la coupelle américaine; coupe transversale.

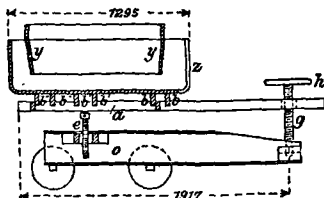


Fig. 396. — Testring de la coupelle américaine; coupe longitudinale.

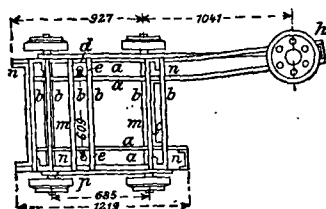


Fig. 397. — Testring de la coupelle américaine; coupe horizontale.

visible dans les figures). Le *compassring* a la forme d'un rectangle à angles arrondis, dont la continuité n'est interrompue que dans le point où se trouve la voie des litharges *q*. La distance entre les barreaux de la grille et la voûte est de $0^m,71$, celle entre la voûte et le bord supérieur du *compassring* est de $0^m,241$. *n* est une ouverture pratiquée dans la partie postérieure du four et que l'on peut fermer par une porte à coulisses *o*; elle sert pour l'introduction du tube amenant le vent. On peut aussi introduire par cette ouverture des lingots du plomb d'œuvre à coupeller.

Le *testring* est représenté par les figures 395 à 397. Il repose sur des roues et est construit tout en fer. Il a, comme le *compassring* dans lequel il s'adapte, la forme d'un rectangle à angles arrondis. Cette forme offre plus de surface pour l'oxydation du plomb que la forme ovale. *y* est un calibre que l'on ne pose que lors du battage de la coupelle et autour duquel la masse des parois latérales de

cette dernière est pilonnée. La surface plane du testring se trouve dans le même plan que le bord supérieur du compassring. Sur son côté antérieur, il est muni d'une fente z , large de $0^m,076$, pour la voie des litharges, fente qui n'est fermée que pendant le battage de la coupelle. On emploie aussi des testrings avec fond à jour comme dans les anciens fours anglais.

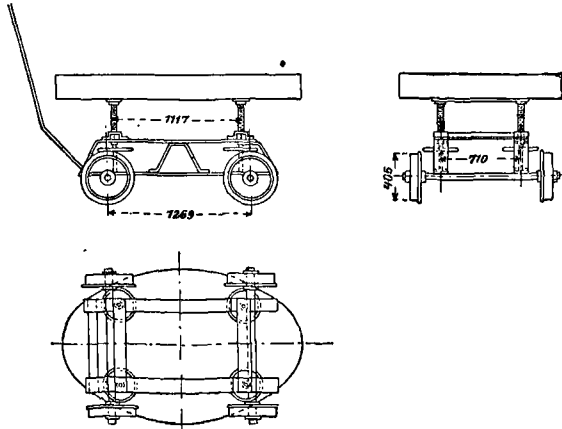


Fig. 398, 399 et 400. — Testring à quatre vis.

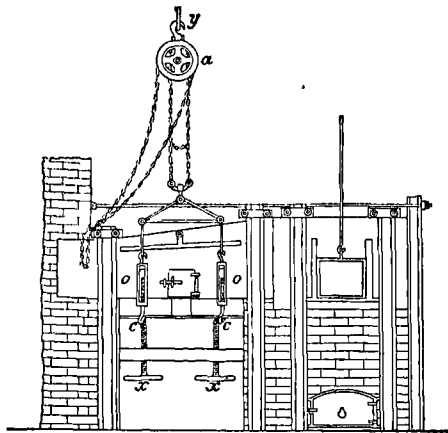


Fig. 401. — Four de coupellation américain avec dispositif de Lynch pour la manœuvre du testring.

Comme on le voit dans les figures 395, 396 et 397, le testring peut être soulevé et abaissé ou être appliqué fortement sur le compassring au moyen de vis. Il repose sur le support mobile a , qui peut être soulevé ou abaissé dans sa partie postérieure par les vis e , dans sa partie antérieure par la vis g . A l'aide de la roue h , la partie antérieure du support ou du testring peut être facilement soulevée et abaissée, tandis que le mouvement des deux vis postérieures est difficile pendant le travail. Dans tous les cas, le testring peut à l'aide de ces dernières vis

être appliqué fortement sur le compassring, de façon à ce que pendant la coupellation il soit fixé solidement dans le four.

On emploie aussi des testrings avec quatre vis, comme celui qui est représenté par les figures 398 à 400. A l'aide de ces vis, le testring peut sans difficultés être appliqué fortement sur le compassring.

Comme on ne peut pas pendant que le four est chaud tourner les vis sans difficultés, on a, afin d'atténuer celles-ci, supprimé les deux vis postérieures au-dessous du testring, pour les transporter à sa partie antérieure. Cette

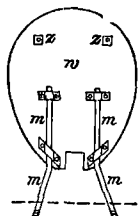


Fig. 402. — Plaque de fond de testring disposé d'après le système de Lynch.

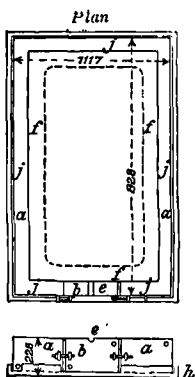


Fig. 403 et 404. — Coupelle à chemise d'eau de Steitz.

disposition a été indiquée par Lynch¹. Elle est mise en évidence par les figures 401 et 402. La partie postérieure de la plaque de fond w du testring peut être soulevée ou abaissée au moyen des vis x, x , dont les extrémités pénètrent dans les cavités z, z . A la plaque sont en outre fixés les bras en fer m, m divergeant en avant. Les extrémités antérieures de ceux-ci sont accrochées dans les boulons à vis o, o , qui par leur chape sont unis, comme le représente la figure 404, avec la moule différentielle y . A l'aide de cette dernière, la coupelle peut être soulevée ou abaissée et si tranquillement et lentement que l'on peut même régler l'écoulement de la litharge et qu'on peut aussi écouler de la coupelle tout le métal qu'elle contient (plomb enrichi en argent ou argent).

¹ Blake, *Trans. of the Americ. Institute of Min. Engin.*, X, p. 220.

Rösing¹ a indiqué une coupelle mobile, dans laquelle le mouvement de bascule est produit par l'engrenage d'une roue dentée dans un segment denté au-dessous de la coupelle. Jusqu'à présent, ce dispositif n'a pas été appliqué.

On emploie ordinairement les coupelles mobiles lorsqu'elles ne sont pas pourvues d'un refroidissement complet par l'eau et que l'écoulement de la litharge est réglé par l'approfondissement de la rigole. Pour les coupelles à concentration de l'argent dans le plomb complètement refroidies par de l'eau, dont la voie de litharge n'est pas approfondie, ce dispositif n'est pas employé.

Indépendamment du système dont il vient d'être question pour assurer l'immobilité du testring dans le four, on peut aussi se servir de coins.

Afin d'atténuer l'action de la litharge sur la matière de la coupelle, on refroidit celle-ci à l'aide d'une chemise à eau (*water-jacket*). On ne refroidit que la poitrine de la coupelle, ou les deux côtés longs, ou tous les côtés. Le fer qui forme la chemise d'eau pour le refroidissement de la poitrine est recouvert d'une couche de la matière de la coupelle, épaisse de 0^m,076, de façon qu'il ne soit pas en contact avec la litharge. Dans ce cas, les voies des litharges sont taillées dans la matière de la coupelle.

Le meilleur dispositif de refroidissement par l'eau est celui de Steitz, qui refroidit tous les côtés de la coupelle. Il est représenté par les figures 403 et 404. *j* est la chemise d'eau rectangulaire en tôle à chaudière. En avant, elle laisse un intervalle dans lequel s'adapte une boîte à eau en fonte plus petite (*water-jacket*) *b*. Cette petite boîte, qui est réunie par des vis avec la grande chemise d'eau, est pourvue sur sa face supérieure d'une rigole *e*, qui forme la voie des litharges. *f* est le revêtement en matière de la coupelle, épais de 0^m,101. Il sépare la chemise d'eau de la litharge liquide et, comme la chemise elle-même, il repose sur la plaque de sole en fonte *h*. La rigole est au contraire en contact continu avec la litharge liquide et elle est rongée par celle-ci assez rapidement. Dans ce cas, la boîte à eau en fonte est enlevée et remplacée par une autre, opération qui peut se faire rapidement et sans difficultés pendant le travail.

La chemise d'eau de Steitz, à cause de l'invariabilité de la voie des litharges, convient particulièrement pour le travail de concentration, parce que dans ce dernier le niveau du bain métallique est toujours maintenu à la même hauteur. Mais il est moins convenable pour la préparation d'argent fin avec du plomb riche, parce que la voie des litharges ne peut pas être approfondie à mesure que s'abaisse le niveau du métal.

Le vent oxydant était autrefois introduit à l'aide d'un jet de vapeur. Actuellement, aux *Etats-Unis*, il est généralement produit au moyen de ventilateurs ou *blowers* (Baker blower, Root blower, Sturtevant blower) et introduit dans le four par une buse de 0^m,076 de diamètre. Dans beaucoup de fours, la buse se trouve dans une tuyère, dont l'extrémité est longue de 0^m,100 et large de 0^m,012. La pression du vent s'élève à 12 à 13^{mm} de mercure.

La coupelle n'est plus faite avec de la cendre d'os, mais avec un mélange de pierre calcaire et d'argile réfractaire (trois volumes de pierre calcaire pour deux à trois volumes d'argile) ou avec du ciment de Portland, ou avec un mélange de deux tiers de volume de ciment de Portland et de un tiers de volume de briques réfractaires pilées. On emploie aussi maintenant à titre d'essai des briques de magnésie. Comme pour la confection de la coupelle allemande, la masse est

¹ *Berg- und Hüttenm. Zeitung*, 1883, p. 575.

humectée et ensuite fortement pilonnée dans le testring. Dans un grand nombre d'usines, la coupelle est formée de plusieurs couches (jusqu'à 3) battues isolément, dans d'autres on ne la forme que d'une seule. L'excavation des coupelles en marne est creusée après le battage de la masse. Le bord de la coupelle a sur le côté postérieur et les longs côtés une épaisseur de 0^m,152 à 0^m,254. L'épaisseur du revêtement de la chemise d'eau (revêtement formé avec la même matière que la coupelle) s'élève dans le point le plus bas de la coupelle à 0^m,101 au moins. Ce point le plus bas se trouve sur le côté antérieur de la coupelle, afin que l'on puisse vider celle-ci commodément par une ouverture pratiquée en ce point. La profondeur de l'excavation de la coupelle est de 0^m,125 environ. Une coupelle avec 1^m,32 de longueur, 0^m,635 de largeur et 0^m,127 de profondeur, contient 2,25 tonnes de plomb d'œuvre. Mais, depuis quelque temps, on emploie aussi des coupelles plus grandes, qui contiennent 5 (Omaha) et 6 tonnes (usine Balbach, près Newark) de plomb d'œuvre. Lorsque la coupelle est faite en ciment ou avec un mélange de ciment et de poudre de briques réfractaires, l'excavation doit y être pratiquée pendant le pilonnage.

Lorsqu'on emploie des testrings, dont le fond est formé d'une plaque de fer pleine, on applique sur la sole un revêtement de briques réfractaires, que l'on dessèche et qu'ensuite on enduit d'argile réfractaire. On fait les parois latérales avec la matière de la coupelle (comme dans les figures 395 et 396), que l'on pilonne entre un calibre en fer et les parois latérales du testring. On essaie également de munir ce dernier d'un revêtement entièrement composé de briques de magnésie.

La coupelle étant achevée, on la laisse sécher pendant 14 jours dans un endroit chaud (ordinairement dans l'atelier de coupellation). Si elle doit être placée dans un four froid, on la réchauffe à l'aide d'un petit feu de charbon de bois. Si au contraire elle doit en remplacer une autre dans un four en activité, une fois qu'elle est en place on ne chauffe que faiblement pendant les 3 ou 4 premières heures.

La conduite de l'opération se distingue de celle de la coupellation au four allemand en ce que les abzugs, les abstrichs et les litharges ne sont pas séparés les uns des autres et en ce que un travail de concentration dans un four particulier précède toujours la coupellation pour argent fin. Dans tous les fours, excepté dans celui à chemise d'eau de Steitz, la litharge est écoulée par une rigole pratiquée dans la masse de la coupelle et que l'on peut approfondir. Dans le four à chemise d'eau de Steitz, la voie des litharges est formée par une rigole en fonte. Afin d'éviter une trop forte destruction du revêtement du testring par l'emploi d'une seule rigole, on en pratique ordinairement plusieurs sur la sole du trou des litharges, 3 ou 4, dont on se sert l'une après l'autre. Avec les coupelles mobiles, dont on peut abaisser ou relever la partie antérieure, on peut diriger convenablement l'écoulement des litharges. On fait en sorte, afin de restreindre la volatilisation du plomb, que la moitié environ de la surface du bain métallique reste toujours couverte de litharge.

Lorsqu'on se sert du four Steitz avec voie des litharges en fonte, on ne peut régler l'écoulement de celles-ci que par la quantité du filage. On peut aussi faire écouler la litharge périodiquement, en bouchant la rigole à l'aide d'un tampon d'argile et l'ouvrant de temps en temps en enlevant ce dernier.

La litharge qui s'écoule est reçue dans des marmîtes en fonte mobiles, qui sont

placées au-dessous de la rigole. A mesure de son écoulement, on ajoute, dans le travail de concentration, du plomb nouveau, afin de maintenir le niveau du bain à la même hauteur. Pour ajouter le plomb nouveau, on place 1 ou 2 lingots de ce métal dans les ouvertures de la partie postérieure du four destinées à cet usage, et de façon qu'elles débordent dans ce dernier et on les pousse ensuite à mesure qu'elles fondent.

Le travail de concentration est continué jusqu'à ce que le plomb d'œuvre soit enrichi à 60-70 p. 100 d'argent. Le plomb enrichi est retiré du four par puisage, après quoi la coupelle est chargée à nouveau. Au bout d'un certain temps, le fond de la coupelle est si mince que celle-ci doit être changée. Dans ce but, on retire le testring et on le remplace par un nouveau préparé à l'avance et rempli de la masse de la coupelle. De cette façon, le travail de concentration marche sans interruption.

La coupelle de Steitz avec voie des litharges fixe est la plus convenable pour le travail de concentration, parce que avec ce dispositif on n'a pas besoin de s'occuper de régler la profondeur de la rigole d'écoulement de la litharge, de sorte que l'opération peut être conduite même par des ouvriers peu exercés.

La durée de la masse de la coupelle dépend de la matière dont elle est composée, de la manière dont le four est disposé et du mode de coupellation.

Ainsi, la masse de la coupelle d'un four à chemise d'eau faite en *marne artificielle* dure 60 jours, lorsqu'on travaille par concentration. A Port-Pirie, dans un four non refroidi par l'eau avec coupelle en ciment, la charge primitive étant de 3/4 de tonne de plomb d'œuvre, on concentre 30 à 50 t. de plomb de 15 à 50 p. 100 d'argent.

Le traitement du plomb enrichi en argent pour argent fin est ordinairement effectué dans des fours anglais sans refroidissement par l'eau. L'opération est conduite comme le travail de concentration. On charge du plomb d'œuvre nouveau, jusqu'à ce que la majeure partie de la coupelle soit remplie d'argent d'éclair. Il est évident qu'à mesure que l'argent augmente dans l'alliage plomb-argent la température doit être élevée en rapport avec cette augmentation. L'argent d'éclair est dépouillé de ses impuretés par l'action oxydante de l'air soufflé. Ces impuretés sont absorbées par de petites quantités de marne ou de cendre d'os, que l'on répand sur le bain métallique, et ensuite enlevées. On favorise aussi l'action oxydante de l'air soufflé en projetant du salpêtre sur le bain. Aux États-Unis, le raffinage est poussé jusqu'à une teneur en fin de l'argent de 997 millièmes au moins. Cette teneur est déterminée par l'essai.

L'argent fin est retiré du four par puisage et versé dans des moules chauffés. Lorsqu'on se sert du dispositif à bascule de Lynch, décrit précédemment, on peut aussi extraire le métal du four en l'écoulant de ce dernier.

L'opération de la préparation de l'argent fin n'est pas ordinairement pratiquée d'une manière continue.

Une coupelle faite en marne artificielle (pierre calcaire et argile), qui sert 4 à 5 heures par jour, dure environ 30 jours, tandis qu'une coupelle en ciment dure pendant des mois. Une coupelle en ciment, qui sert en même temps pour la concentration et le raffinage, ne dure que 7 jours.

Les produits secondaires fournis par le procédé anglais de coupellation, abzugs, litharge, fonds de coupelles et fumées, sont si riches en argent qu'ils sont fondus pour plomb d'œuvre seuls ou mélangés avec d'autres matières argentifères, et le plomb d'œuvre obtenu est coupellé directement ou après enrichissement

par zingage. La teneur en argent de la litharge pure s'élève à 0,155 p. 100 au moins, mais elle va facilement jusqu'à 0,622 p. 100, si elle est mélangée avec des abzugs du plomb d'œuvre.

La perte en plomb à la coupellation au four anglais s'élèverait à 5 p. 100.

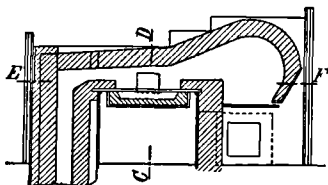


Fig. 405. — Four de coupellation de Port-Pirie (Australie méridionale); coupe verticale suivant AB de la figure 406.

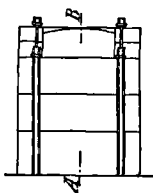


Fig. 406. — Four de coupellation de Port-Pirie; vue latérale.

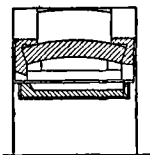


Fig. 407. — Four de coupellation de Port-Pirie; coupe verticale suivant CD de la figure 405.

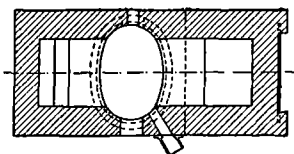


Fig. 408. — Four de coupellation de Port-Pirie; coupe horizontale suivant EF de la figure 405.

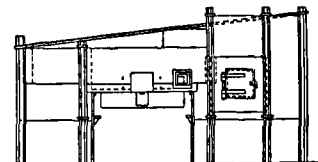


Fig. 409. — Four de coupellation de Port-Pirie; vue antérieure.

Aux *Etats-Unis* ¹, sur une coupelle de 1^m,371 de longueur et de 1^m,006 de lar-

¹ Hofman, *The Metallurgy of Lead*.

geur, comme celle qui a été décrite précédemment, on enrichit en 24 heures 3,5 tonnes de plomb d'œuvre (tenant 10 p. 100 d'argent) à 70 p. 100 d'argent. On consomme pour cela 1,5 à 2 tonnes de houille suivant sa qualité. Le four est desservi par 1 homme dans la journée.

Le traitement pour argent fin de 1/2 tonne de plomb concentré à 70 p. 100 d'argent, sur une coupelle de 0^m,838 de longueur, de 0^m,711 de largeur et de 0^m,127 de profondeur, exige 5 heures. La consommation en houille est de 1,5 tonne. Le four est desservi par un homme.

A *Port-Pirie (Australie méridionale)*, on enrichit en 8 heures, 1 tonne de plomb d'œuvre de 15 à 50 p. 100 d'argent dans un four avec coupelle en ciment de forme elliptique et refroidi par l'eau à son ouverture de travail ; la charge primitive de plomb d'œuvre est de 600 kilogr. Ce four est représenté par les figures 405 à 409.

La consommation de combustible s'élève à 37 p. 100 du poids du plomb chargé. Le four est desservi par 1 homme. La litharge obtenue est révivifiée pour plomb d'œuvre, qui est désargenté par le zinc.

Le plomb enrichi est traité pour argent fin dans des fours de coupellation de même disposition avec des charges primitives de 600 kilogr. Le traitement dure 8 heures pour la charge indiquée. La consommation en houille pour une charge s'élève à 65 p. 100 du poids de celle-ci. Le four est desservi par un homme. On peut, sans la renouveler, préparer sur une coupelle 5000 à 6000 kilogr. d'argent fin.

A *Omaha, Etat de Nebraska (Etats-Unis)*, la coupelle faite en marne artificielle contient 5 tonnes de plomb. Elle est entourée d'une chemise d'eau. Le vent est introduit à l'aide d'un jet de vapeur. La coupellation de 5 tonnes de plomb d'œuvre pour argent d'éclair exige trois tonnes de houille. La coupelle en marne supporte 50 charges.

Le *four anglais de coupellation* offre sur le four allemand les *avantages* suivants : le travail est continu et par suite le four donne un rendement plus grand en proportion de ses dimensions, la grande résistance de la coupelle, ce qui diminue la dépense en matières servant à sa confection, des frais moins grands pour le battage de la coupelle et la production de quantités relativement moindres de fonds de coupelle plombifères et argentifères.

On n'a, par suite, à révivifier que de faibles quantités de ces derniers, de sorte que les pertes indirectes en métaux sont également plus petites.

Le four anglais consomme plus de combustible que les grands fours allemands, mais, relativement à la main-d'œuvre, le premier est plus avantageux que le second, si l'on tient compte du travail pour la préparation de la masse de la coupelle, pour l'enlèvement de celle-ci, pour son cassage et pour sa révivification, et si on considère que le four allemand est desservi par 2 hommes au moins, tandis qu'un seul suffit pour le four anglais.

Le four anglais, comparé au four allemand, a l'inconvénient de ne pas permettre de produire des litharges pauvres en argent, par conséquent des litharges marchandes et de consommer un peu plus de combustible.

On emploiera donc toujours le four anglais lorsque le plomb à coupler est si riche en argent, qu'il ne permet pas en général d'obtenir des litharges pauvres, cas qui se présente ordinairement pour le plomb enrichi à l'aide du zinc.

On devra toujours se servir du four allemand, lorsqu'il s'agira de préparer de la litharge marchande, ce qui n'est possible qu'avec du plomb pas trop riche en

argent, ou lorsque des minerais ou des produits secondaires argentifères doivent être imbibés dans le plomb.

Raffinage de l'argent d'éclair.

La pureté de l'argent d'éclair (argent brut) obtenu par la coupellation est encore altérée par différents éléments, par du cuivre, du plomb et du bismuth, plus rarement par du nickel, de l'antimoine et de l'arsenic. Ces corps peuvent être éliminés en majeure partie par une fusion oxydante de l'argent brut au contact de l'air, avec du salpêtre ou du sulfate d'argent. Le plus difficile à éliminer est le *cuivre*. Aussi, est-il convenable, lorsqu'on a affaire à de l'argent d'éclair contenant beaucoup de cuivre, de fondre le métal, avant le raffinage, avec du plomb dans le four de coupellation et de le coupler de nouveau. Le cuivre est de cette façon mieux éliminé que par le raffinage. Le mieux est de séparer le *bismuth* à l'aide du sulfate d'argent. Cette purification de l'argent est désignée sous le nom de *raffinage*, opération que l'on effectue dans des fours de coupellation, dans des fours à réverbère particuliers, dits fours à raffiner l'argent, dans des mouffes ou dans des creusets. Lorsqu'on emploie le sulfate d'argent, on se sert toujours de creusets.

Lorsque la coupellation du plomb d'œuvre est effectuée dans des *fours anglais*, le plomb riche, comme on l'a dit, est toujours traité pour argent fin dans ces mêmes fours. Les fours et l'opération elle-même ont déjà été décrits précédemment. De même, l'argent d'éclair peut aussi être traité pour argent dans ces fours.

Dans beaucoup d'usines, le raffinage est également pratiqué dans des *fours allemands*, immédiatement après la coupellation. Dans ce cas, lorsque l'éclair de l'argent s'est produit, on arrête tout à fait la soufflerie, on ne fait arriver qu'un courant d'air très-faible sur l'argent liquide.

L'oxydation est continuée jusqu'à ce que l'argent offre les propriétés caractéristiques du métal fin — une surface miroitante pure, absence complète de taches sur les échantillons prélevés dans le bain d'argent, éclat velouté et grain uniforme dans la cassure — et qu'un essai donne la teneur désirée de l'argent en fin. Les oxydes qui se forment sont absorbés par une petite quantité de marne répandue sur le bain métallique et ensuite enlevés.

Les pertes en argent ne s'élèvent pas, d'après *Ohl*¹, au-dessus de 0,018 p. 100.

A la Victor-Friederichshütte, près Alexisbad, on porte, suivant *Fohr*², la finesse de l'argent à 998 millièmes. Dans cette usine, on a abandonné le raffinage au moule autrefois en usage et on l'a remplacé par le raffinage au four allemand de coupellation. Ce dernier procédé a l'avantage d'éviter la fusion de l'argent et les frais de confection du moule.

Le *raffinage dans des fours à réverbère particuliers*, dont font aussi partie les *fours anglais de coupellation*, est le procédé le plus fréquemment employé pour la purification de l'argent. Il permet une grande production avec une dépense en combustible relativement peu élevée, mais il entraîne toujours une certaine perte en argent par volatilisation. Dans ce procédé, le bismuth ne peut

¹ *Berg- und Huttenm.-Zeitung*, 1879, p. 274.

² *Ibid.*, 1885, p. 382.

pas être éliminé aussi facilement que dans celui au sulfate d'argent (procédé de Rössler). La sole des fours à réverbère est mobile ou fixe. Dans le premier cas, le four ne diffère pas par sa disposition du four anglais de coupellation précédemment décrit. Les fours à sole fixe, sont souvent construits avec voûte mobile; celle-ci consiste alors en un chapeau en fer muni d'un revêtement réfractaire ou bien est formée de briques réfractaires maintenues par une charpente en fer.

Les matières employées pour la confection de la sole sont la cendre d'os, la

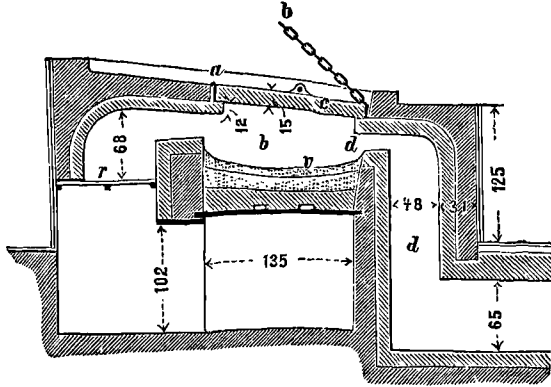


Fig. 410. — Four à raffiner l'argent brut avec sole fixe et voûte mobile; coupe verticale.

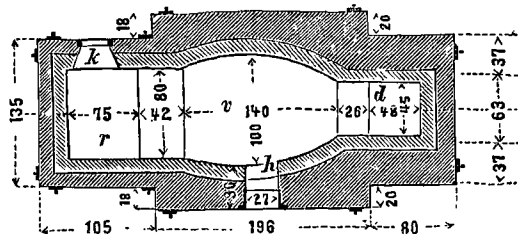


Fig. 411. — Four à raffiner l'argent brut avec sole fixe et voûte mobile; coupe horizontale.

marne, la cendre de bois lessivée, la poudre de briques réfractaires, le ciment; comme combustibles, on se sert de houille, de bois, rarement du gaz. On laisse pénétrer l'air oxydant dans le four par les portes de travail ou bien on l'y introduit à l'aide d'une soufflerie.

La disposition d'un *four de raffinage avec sole fixe et voûte mobile* est mise en évidence par les figures 410 et 411. *r* est la grille, *b* le laboratoire avec le couvercle mobile, *c*, *v* la sole en marne. Cette dernière repose sur une deuxième couche de marne, établie elle-même sur la maçonnerie. *d* est le rampant, *h* la porte de travail, *k* l'ouverture de chauffe.

Lorsqu'on se sert du four à sole fixe, on commence par réchauffer celle-ci pendant 8 à 12 heures afin de la sécher, puis on y charge l'argent à raffiner. Ce dernier est rapidement fondu, les portes étant bien fermées et ordinairement après avoir été couvert d'une couche de charbon de bois, afin de restreindre les pertes d'argent par volatilisation. L'argent fondu est brassé et ensuite

débarrassé des crasses qui se rendent à sa surface. Afin de favoriser l'oxydation des éléments étrangers, on fait alors arriver de l'air sur le bain métallique. L'air entre par la porte de travail que l'on a ouverte ou bien il est introduit à l'aide d'une soufflerie, par une buse qui se trouve sur le côté du pont de chauffe. Les oxydes qui se rendent à la surface du bain sont absorbés par de la marne répandue sur ce dernier. Lorsque l'argent est fin, on chauffe encore une fois fortement après avoir supprimé le vent et on couvre le bain avec du charbon de bois afin d'empêcher le rochage. L'argent est ensuite puisé et versé dans des lingotières en fer enduites d'argile ou de chaux, ou, s'il doit être granulé, on l'écoule dans un réservoir rempli d'eau.

Les fours à sole fixe sont employés, par exemple, à Przibram et à Freiberg. A Lautenthal, il y a aussi un four à sole fixe.

A *Przibram (Bohême)*, on charge sur la sole en marne 850 à 950 kilogr. d'argent d'éclair. Celui-ci est raffiné en 10 heures et sa teneur en fin portée à 996-997 millièmes. On emploie pour cela 650 kilogr. de houille. L'argent fin est moulé dans des lingotières en barres du poids de 10 kilogr.

Le four à raffiner de *Freiberg* est disposé comme le four de *Przibram* qui vient d'être décrit. La charge s'élève à 1000-1200 kilogr. d'argent d'éclair, la durée du raffinage est de 10 à 12 heures et la consommation en combustible (houille) est égale à 60 p. 100 du poids de l'argent d'éclair. La teneur en fin de l'argent obtenu s'élève à 996-998 millièmes. L'argent est aurifère et, à cause de cela, il est écoulé dans un vase rempli d'eau, afin de le réduire en grenailles, en vue de la séparation ultérieure de l'or.

Le four de *Lautenthal* est muni d'un couvercle mobile en briques réfractaires maintenues par une charpente en fer. La sole faite en marne est établie sur une couche de briques réfractaires, reposant elle-même sur une couche de scories de 14^{cm} d'épaisseur et supportée par une plaque de fonte. Comme combustible, on emploie de la houille et des fagots et un courant d'air forcé est amené sous la grille. Derrière le pont de chauffe sont adaptées deux buses, dont les jets de vent se rencontrent à 59^{cm} de leurs orifices intérieurs. La charge s'élève à 650-700 kilogr. d'argent d'éclair. Pour le raffinage de 100 kilogr. de ce dernier, on consomme 70 kilogr. de houille et 10 fagots. Le diamètre des buses est de 24^{mm} et la pression du vent s'élève à 8-10^{mm} de mercure. Si l'argent renferme du cuivre, on y ajoute du plomb, ce qui rend l'opération un peu plus longue.

Le raffinage sous moufle n'est que rarement employé, parce qu'il entraîne une grande dépense de combustible, parce qu'on ne peut traiter que de faibles charges et que les pertes d'argent par volatilisation sont considérables.

Le moufle est mobile et il consiste alors en une capsule en fer garnie de cendre d'os, de marne ou de cendre de bois lessivée et sur laquelle est placé un couvercle en argile réfractaire, ou bien il est fixe; dans ce dernier cas, la sole (la capsule) établie sous la voûte du four est entourée de briques, sur lesquelles on place un couvercle en tôle perforé et pourvu d'un revêtement d'argile.

Les figures 412 à 414 représentent la disposition du four à moufle, à capsule mobile employé au *Harz inférieur*. E est le laboratoire. Le moufle se compose d'une capsule ou têt *t* et du couvercle mobile D. Le têt est en fer et pourvu d'un revêtement de marne ou de cendres d'os lessivées. Le couvercle est en argile réfractaire. Lorsque le moufle a été introduit dans le laboratoire, on ferme le côté antérieur de ce dernier avec des briques, en ayant soin de laisser

libre une ouverture de travail *v*. L'argent d'éclair à raffiner est introduit dans le moufle par l'ouverture *m*, par laquelle pénètre aussi l'air oxydant. Le moufle est entouré de combustibles carbonisés. L'air nécessaire pour la combustion pénètre par l'ouverture de travail *v* et par les fentes *z* ménagées dans la maçonnerie du four. A Oker, la charge du moufle est de 22,5 à 25 kilogr. d'argent brut. Lorsque ce dernier a été chargé, le moufle est entouré de charbon de

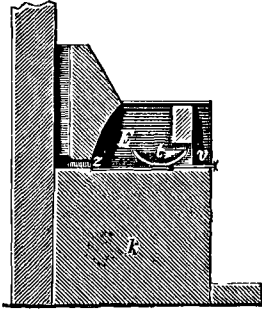


Fig. 412. — Four à moufle pour le raffinage de l'argent brut; coupe verticale.

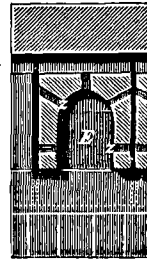


Fig. 413. — Four à moufle pour le raffinage de l'argent; coupe horizontale.



Fig. 414. — Moufle pour le raffinage de l'argent.

bois et l'argent fondu. Le raffinage dure 3 heures. L'argent est brassé de temps en temps et la scorie enlevée. Dans la dernière demi-heure, on élève la température. On emploie pour un raffinage 0,23^m cub de charbon de bois.

Raffinage au creuset.

Cette méthode de raffinage est fréquemment employée pour purifier l'argent obtenu par voie humide et par amalgamation. Mais depuis quelque temps l'argent d'éclair est aussi fréquemment raffiné au creuset d'après la méthode de Rossler.

Les creusets sont en *fer* (ou mieux en fonte) ou en *graphite*. Les meilleurs sont les creusets de graphite. On chauffe les creusets en fer dans un four à flamme, les creusets de graphite dans un fourneau à vent avec du coke ou du charbon de bois.

La disposition du fourneau à vent est représentée par la figure 415. Le creuset à chauffer est placé sur un fromage en argile réfractaire, reposant sur la grille *a*, et il est entouré de combustible carbonisé. Le creuset est introduit dans le four ou en est retiré, une fois l'opération terminée, par l'ouverture supérieure *x* de la cuve du four, que l'on peut fermer à l'aide d'une porte à chute. L'air nécessaire à la combustion (qui s'introduit par tirage naturel ou est poussé à l'aide d'une soufflerie) pénètre au-dessous de la grille. Les gaz résultant de la combustion

s'échappent par le canal *w* dans la cheminée *v*. Comme le bain métallique n'offre qu'une surface relativement faible à l'action oxydante de l'air, on ajoute à l'argent fondu un agent oxydant sous forme de salpêtre ou, suivant le procédé de Rössler, du sulfate d'argent. Pour décomposer le chlorure d'argent (qui se trouve dans l'argent de ciment), on ajoute du carbonate de potassium.

On a fondu, par exemple, à *Schmölnitz*, 112 kilogr. d'argent de ciment dans des creusets de graphite. On a ajouté 0,3 à 2,5 kilogr. de carbonate de potassium pour la décomposition du chlorure d'argent et 0,125 à 0,500 kilogr. de salpêtre

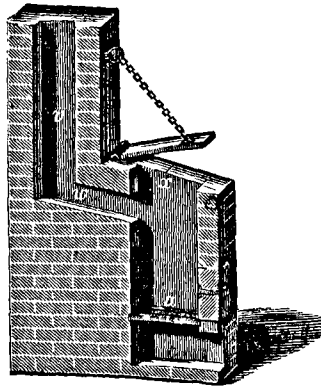


Fig. 415. — Fourneau à vent pour le raffinage de l'argent au creuset.

pour l'oxydation du cuivre et de l'antimoine. L'opération a duré 6 heures. Au bout de ce temps, la scorie a été enlevée et l'argent retiré par puisage.

Le procédé de Rössler repose sur l'oxydation par le sulfate d'argent du plomb et du bismuth contenus dans l'argent brut. Le sulfate d'argent, introduit dans l'argent fondu, est décomposé en argent, acide sulfureux et oxygène, qui oxyde les éléments en question. Le cuivre n'est pas éliminé de l'argent par le sulfate d'argent. Le métal à purifier est fondu dans des creusets placés dans le fourneau à vent et ensuite recouvert d'une couche de sable. On y introduit ensuite du sulfate d'argent déshydraté, qu'on y incorpore par brassage à l'aide d'une tige de fer. L'argent du sulfate d'argent passe en partie dans la scorie. C'est d'abord le plomb qui est surtout oxydé, et ensuite le bismuth. C'est pour cela qu'il est possible de rassembler ce dernier dans une quantité relativement faible de scorie et de traiter celle-ci pour bismuth.

A *Lautenthal*, à *Francfort sur le Mein* et à *Hoboken les Anvers*, l'argent est fondu dans des creusets de graphite, placés dans des fourneaux à vent cylindriques étroits, dont les parois ne laissent libre entre elles et les creusets qu'un petit espace pour le combustible (coke). Le vent est introduit dans la partie inférieure du fourneau par deux ouvertures.

A *Lautenthal*, la charge est d'environ 350 kilogr. d'argent à 950-980, millièmes. Pour empêcher la projection du sulfate d'argent et la corrosion du creuset, on place sur l'argent fondu, au lieu de sable, un anneau en fer. Par le milieu de ce dernier, on introduit ensuite le sulfate d'argent en morceaux de la grosseur d'un œuf de poule et, lorsque l'ébullition a cessé, on l'incorpore dans le bain

métallique à l'aide d'une tige de fer. Au bout de 20 à 30 minutes, le sulfate d'argent est décomposé. La scorie formée est épaissie avec du sable quartzeux et ensuite retirée du creuset. On ajoute maintenant une seconde portion de sulfate d'argent et l'on procède de la même manière, puis on ajoute une troisième dose de sulfate d'argent, et même une quatrième, si l'argent n'est pas suffisamment pur. La quantité du sulfate d'argent ajouté s'élève à une fois et demie à deux fois le poids des impuretés de l'argent.

La scorie offre, d'après *Hampe*, la composition suivante :

Acide silicique	40,70	Oxyde d'argent.	2,05
Acide phosphorique.	0,64		(1,88Ag)
Acide sulfurique	0,61	Cuivre.	0,45
Soufre	0,15	Antimoine.	0,02
Protoxyde de fer	13,47	Chaux.	1,73
Alumine	0,43	Magnésie	0,25
Oxyde de bismuth.	6,01	Potasse	0,64
Oxyde de plomb.	33,50	Soude.	0,26

La consommation en combustible (coke) est de 30 à 35 kilogr. pour 100 kilogr. d'argent d'éclair.

Le procédé en question a l'avantage de ne donner lieu qu'à des pertes en argent relativement faibles et de concentrer le bismuth dans une quantité de scories relativement petite.

Comme *produits du raffinage*, on obtient de l'argent fin, des cendres de têts ou de coupelle et des crasses.

L'argent fin contient encore quelques millièmes d'éléments étrangers, surtout du plomb, du cuivre, de l'or, du platine, du palladium, du bismuth, de l'arsenic et de l'antimoine.

Le *rochage de l'argent* est empêché par la présence du cuivre et du plomb, mais pas par celle de l'or. Comme le rochage entraîne des pertes mécaniques d'argent, on cherche à l'empêcher en pratiquant des ouvertures à la surface de l'argent en voie de solidification à l'aide de ringards, en couvrant la surface du métal avec de la poudre de charbon, ou le fondant sous une couverture de sel marin et de carbonate de potassium. Le rochage semble aussi être dû à l'*absorption d'acide sulfureux*. Ainsi, l'argent qui a été précipité du sulfate d'argent par le fer donne lieu au phénomène du rochage. Dans ce cas, on empêche celui-ci de se produire en ajoutant du salpêtre à l'argent lorsqu'il est fondu.

La *cendre de têt* ou de *coupelle* est la matière des coupelles ou des têts mélangée avec des oxydes métalliques et des grenailles d'argent. On en retire ces dernières et on ajoute la partie de la cendre contenant des métaux à la fonte pour plomb d'œuvre.

Si les *crasses* ont une teneur suffisante en bismuth, elles sont traitées pour ce métal avec d'autres matières, autrement elles passent à la fonte pour plomb d'œuvre. Si elles renferment une grande quantité d'argent, elles sont soumises à l'imbibition. Souvent aussi elles sont désargentées par voie humide.

II. — Extraction de l'argent par les voies sèche et humide réunies.

1. — Par transformation de l'argent en un alliage plomb-argent.

Un grand nombre de minerais et de produits métallurgiques dont l'argent doit être emplombé sont soumis *avant l'emplombage* à un traitement par *voie humide*, afin de séparer de l'argent certains des corps qu'ils renferment en les faisant entrer en dissolution. L'argent reste alors indissous.

Mais d'autre part l'argent qui est retiré de *dissolutions*, ainsi que celui qui a été obtenu par *électrolyse*, est aussi emplombé, afin de le séparer des impuretés qu'il renferme ou pour le faire passer de combinaisons ou de mélanges avec des corps étrangers dans un alliage plomb-argent.

Dans les deux cas, l'emplombage est effectué, comme il a été décrit précédemment, par fusion de l'argent impur ou des corps argentifères avec des produits intermédiaires plombifères ou par imbibition dans un bain de plomb chauffé au rouge.

A. — Procédés dans lesquels l'argent n'est pas dissous.

Les procédés dans lesquels, avant l'emplombage de l'argent, certains corps sont dissous, l'argent lui-même restant indissous, sont :

1. Le grillage de minerais de plomb argentifères et blendeux, afin de transformer le zinc en sulfate neutre, la lixiviation du sulfate de zinc par l'eau et la fusion pour plomb d'œuvre des minerais grillés et lessivés dans des fours à cuve.

Ces opérations sont pratiquées à la *Soplienhütte près Langelsheim* et à la *Julishütte près Goslar*, et elles ont déjà été décrites dans le chapitre de la métallurgie du plomb.

2. La dissolution du sulfure de fer de mattes brutes argentifères et aurifères à l'aide de l'acide sulfurique et la fusion du résidu pour plomb d'œuvre et matte avec des produits intermédiaires plombifères.

Ce procédé est en usage à *Zatathna, dans la Transylvanie* ; il a déjà été décrit à propos de l'emplombage des mattes (p. 452).

3. La décomposition d'un mélange d'oxyde de zinc, d'oxyde de plomb et de plomb argentifère, comme celui que l'on obtient par le zingage ou lors de la décomposition de l'écume riche par la vapeur d'eau, à l'aide de carbonate d'ammonium ou d'acide sulfurique étendu afin de dissoudre le zinc et l'imbibition du résidu argentifère dans du plomb d'œuvre soumis à la coupellation. Ce procédé, appliqué à *Hoboken-lez-Anvers* et à *Lautenthal* a été décrit avec détails à propos du zingage.

4. La transformation du cuivre de mattes cuivreuses argentifères grillées en une solution de bichlorure de cuivre par le procédé Hunt-Douglas et l'emplombage des mattes lessivées. Ce procédé, qui est en usage à *Kansas City, État de Missouri (États-Unis)*, a été exposé à propos de l'extraction du cuivre par voie humide.

5. La dissolution du cuivre de cuivre argentifère et de mattes cuivreuses argentifères grillées à mort par l'acide sulfurique, avec extraction de sulfate de cuivre et l'emplombage du résidu argentifère.

La dissolution du cuivre de cuivre noir affiné argentifère est en usage à Altenau et à Oker, dans le Harz, la dissolution du cuivre de mattes cuivreuses argentifères grillées à mort est pratiquée à Freiberg, en Saxe. Ces deux procédés que nous allons décrire sont connus sous le nom de *lixiviation par l'acide sulfurique*. Ils exigent l'élimination préalable du fer des produits métallurgiques à dissoudre, parce que sans cela on obtient un sulfate de cuivre contenant du fer et qui n'a alors que peu de valeur. Pour éliminer le fer des mattes, on soumet celles-ci à des grillages et à des fusions répétées, pour éliminer du cuivre noir on soumet celui-ci à un affinage.

Extraction de l'argent du cuivre noir argentifère à l'aide de l'acide sulfurique.

(*Lixiviation par l'acide sulfurique.*)

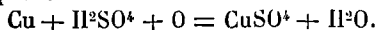
Ce procédé comprend les opérations suivantes : L'affinage du cuivre noir argentifère, afin d'en éliminer le fer, le cobalt et le nickel, le traitement du cuivre noir sous forme de grenailles par l'acide sulfurique étendu en présence de l'air, traitement dans lequel le cuivre est dissous, tandis que l'argent reste dans le résidu, et enfin la fusion en fours à cuve du résidu argentifère avec des produits intermédiaires plombifères.

L'affinage est effectué dans des fours à réverbère ; ceux-ci sont des fours avec sole en brasque, lorsque le cuivre renferme du plomb (Altenau), et des fours anglais avec sole en quartz, lorsque le cuivre n'en contient pas (Oker). L'opération est conduite de la même manière que l'affinage du cuivre brut décrit p. 156. Les réactions chimiques sont aussi les mêmes. La sole en brasque, qui ne supporte que 4 charges, reçoit comme première charge 3 tonnes, comme quatrième 2 tonnes. La sole en quartz reçoit des charges de chacune 3,5 tonnes. A Altenau, l'affinage de 3 tonnes dure 13 à 15 heures, dont 10 à 12 heures pour la fusion et 3 heures pour l'affinage proprement dit. A Oker, l'opération tout entière dure 12 heures.

On obtient du cuivre affiné, qui est écoulé directement du four dans des bassins de granulation, et des scories d'affinage. A Altenau, les scories qui se forment en premier lieu contiennent du nickel et elles sont vendues à des usines à nickel. Les scories suivantes sont fondues avec de la galène pour matte cuivreuse et plomb d'œuvre. A Oker, les scories d'affinage sont fondues avec des minerais de cuivre.

Par l'affinage, on élimine du cuivre le nickel, le cobalt, le zinc et surtout le fer. C'est pour cela que l'on obtient par le traitement du cuivre affiné au moyen de l'acide sulfurique un sulfate de cuivre pur, ne contenant que de très-petites quantités de fer.

La dissolution du cuivre du cuivre argentifère affiné est basée sur la propriété que possède l'acide sulfurique étendu de transformer peu à peu au contact de l'air le cuivre en sulfate. A l'abri du contact de l'air, le cuivre n'est pas dissous par l'acide sulfurique dilué, mais il l'est, comme on le sait, par l'acide sulfurique concentré chaud, avec dégagement d'acide sulfureux. Lorsqu'on emploie l'acide sulfurique étendu, il ne se dégage pas d'acide sulfureux. Rammelsberg admet que dans cette réaction l'oxygène de l'air se combine avec l'hydrogène de l'acide sulfurique, d'après l'équation :



La véritable réaction serait la suivante : le sulfate de bioxyde de cuivre en

solution acide absorbe du cuivre et se transforme en *sulfate de protoxyde*, lequel par l'*oxygène de l'air* en présence d'acide sulfurique est oxydé et converti en sulfate de bioxyde. La réaction est favorisée par la chaleur.

Des *autres éléments contenus dans le cuivre*, le zinc, le fer, le cobalt et le nickel, sont dissous par l'acide sulfurique. Le plomb est transformé en sulfate, qui est insoluble dans l'acide sulfurique étendu et reste par suite dans le résidu. L'antimoine, l'étain et le bismuth sont convertis en sels basiques, qui restent presque entièrement dans le résidu. Une partie de l'arsenic est dissoute à l'état d'acide arsénieux, l'autre partie reste dans le résidu sous forme d'arséniate. Les antimonates et les arsénates sont décomposés par l'acide sulfurique chaud avec séparation d'hydrates d'acide antimonique et d'acide arsénique.

Dans le *résidu* se trouvent, par conséquent, outre l'argent, l'or et le cuivre restés indissous, du sulfate de plomb, de l'acide arsénique, de l'hydrate d'acide antimonique, de l'arsenic, de l'arséniate de plomb, des sulfates basiques d'antimoine, d'étain et de bismuth, du sulfure de cuivre et des éléments de scories, tandis que la *solution* renferme les sulfates du fer, du zinc, du cuivre, du nickel, du cobalt, ainsi qu'une petite quantité d'acide arsénique et d'acide antimonique.

La *dissolution du cuivre est effectuée* dans des tours en plomb ou dans des *cuves en bois garnies de plomb*. Dans ces appareils, on place les grenailles du cuivre argentifère sur un support à jour et on fait arriver par dessus périodiquement ou sans interruption de l'acide sulfurique étendu ou des eaux-mères acides. On chauffe le liquide dissolvant dans des vases particuliers en y injectant de temps en temps de la vapeur d'eau, ou bien en faisant arriver dans les appareils à dissolution (tours en plomb) un courant de vapeur. L'air pénètre par le fond des appareils et en sort par la partie supérieure.

À *Altenau* et à *Oker*, on emploie pour la dissolution *des cuves en bois* revêtues de plomb laminé. Celles-ci ont 1^m,620 de hauteur, avec un diamètre de 0^m,885 supérieurement et de 0^m,720 inférieurement. Sur le fond des vases sont placées deux traverses en bois, sur lesquelles se trouvent de gros morceaux de cuivre. À *Oker*, on emploie comme supports des baguettes de cuivre. Sur le support, on place une couche de grenailles haute de 1 mètre et du poids de 1 tonne. L'ouverture pour l'écoulement de la dissolution, qui sert en même temps pour l'entrée de l'air, est large et haute de 20^{cm}. Au-dessus des vases à dissolution, se trouvent des vases revêtus de plomb, dans lesquels de l'acide sulfurique à 50° B. est étendu à 29-30° B. avec des eaux-mères (de la cristallisation du vitriol brut ou du vitriol pur). Ce liquide, qui sert de dissolvant, est chauffé à 70° à l'aide de vapeur d'eau, circulant dans un tube de plomb en forme de serpentín établi dans les vases, et, à l'aide d'un siphon, muni d'une pomme d'arrosoir à son extrémité inférieure, il est écoulé périodiquement (toutes les 1/2 heure ou tous les 3/4 d'heure) sur les grenailles.

La disposition du vase à dissolution et du vase contenant le liquide dissolvant est mise en évidence par la figure 416. P est le vase pour le dissolvant. Un tube en plomb descendant jusqu'au niveau de son fond amène la vapeur d'eau. *s* est le siphon muni d'une pomme d'arrosoir, à l'aide duquel le liquide dissolvant est déversé dans le vase à dissolution. Sur le fond de ce dernier, se trouvent des traverses en bois II, sur lesquelles sont placés de gros morceaux de cuivre servant de support aux grenailles. La lessive coule par l'ouverture *t*, pratiquée au fond du vase.

L'opération est conduite de la manière suivante. À l'aide du siphon, on fait

couler par la pomme d'arrosoir, pendant 5 minutes, le liquide dissolvant sur les grenailles. Celles-ci sont ainsi humectées et il se forme à leur surface, sous l'influence de l'air atmosphérique, du sulfate de cuivre, en même temps qu'il se sépare un schlamm d'argent. Au bout d'une demi-heure à trois quarts d'heure, on entraîne, en faisant écouler une nouvelle quantité de liquide, la couche de sulfate de cuivre formée pendant ce temps, ainsi que le résidu ou schlamm d'argent. Dès que le liquide qui s'écoule à la partie inférieure du vase à dissolution est clair, il ne contient plus ni sulfate de cuivre, ni schlamm d'argent. On

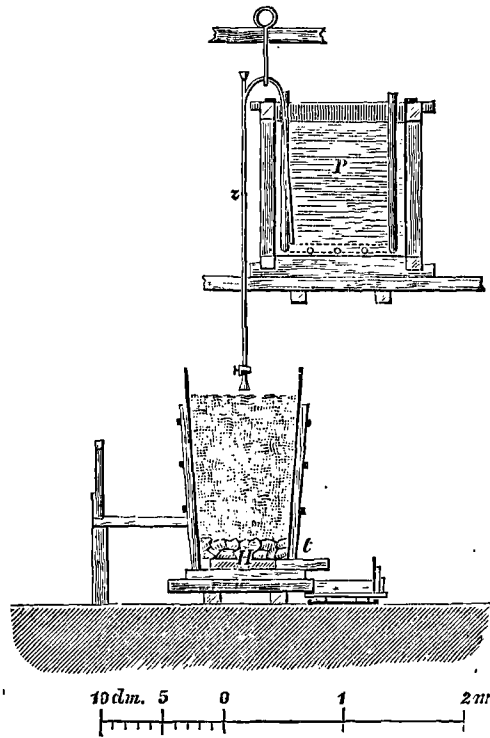


Fig. 416. — Appareil pour la lixiviation par l'acide sulfurique du cuivre noir affiné.

arrête alors l'écoulement du dissolvant et on abandonne les grenailles pendant une demi-heure à trois quarts d'heure à l'action du liquide qui y adhère et de l'air atmosphérique. L'arrosage des grenailles avec le liquide dissolvant ne dure jamais plus de 5 minutes. Au bout de la demi-heure ou des trois quarts d'heure en question, on élimine de nouveau les produits de décomposition formés par arrosage avec de nouvel acide, et ainsi de suite. A mesure que les grenailles se dissolvent on les remplace par d'autres.

La lessive et le schlamm d'argent, ce dernier en suspension dans la lessive, s'écoulent du fond du vase à dissolution, dans une longue rigole, à l'extrémité de laquelle se trouve une caisse collectrice pour le liquide. Par suite du refroidissement et de l'évaporation partielle du liquide, du sulfate de cuivre se préci-

pite en cristaux dans cette rigole et avec lui le schlamm d'argent, tandis que l'eau-mère s'écoule dans la caisse collectrice. Cette eau-mère sert pour étendre l'acide sulfurique (Altenau) et dans ce but elle est montée à l'aide d'un injecteur dans le réservoir à acide, qui se trouve au-dessus de la cuve à dissolution ; ou bien elle est employée pour dissoudre le vitriol brut (Oker), dans lequel cas elle

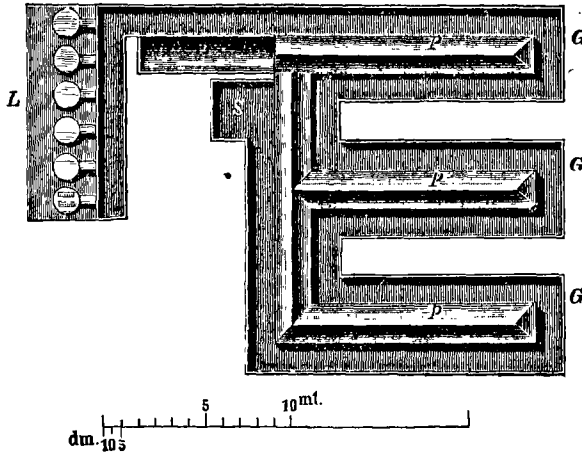


Fig. 417. — Ensemble de six appareils pour la lixiviation par l'acide sulfurique du cuivre noir affiné et rigole pour l'écoulement des lessives.

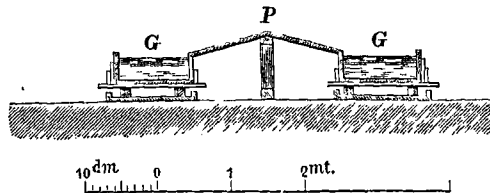


Fig. 418. — Section transversale de la rigole G de la figure 417.

est écoulée dans une chaudière établie au-dessous de la caisse collectrice. A *Altenau*, 8 cuves à dissolution déversent leur lessive dans une rigole revêtue de plomb laminé et ayant 0^m,70 de largeur, 0^m,18 de profondeur et 110^m de longueur ; à *Oker*, la lessive de 6 vases à dissolution s'écoule dans une rigole disposée de la même manière, avec 0^m,876 de largeur sur 105^m,88 de longueur. La position de la rigole à *Oker* par rapport aux vases à dissolution est mise en évidence par la figure 417. L sont les vases à dissolution ; G est la rigole ; S est la caisse collectrice pour le liquide. Sur les côtés des rigoles sont établies des planches P (fig. 418), revêtues de plomb laminé et disposées de façon à former de chaque côté des plans inclinés.

Le sulfate de cuivre séparé dans les rigoles contient enfermé entre ses particules tout le schlamm d'argent ; on l'enlève et on le dépose sur les plans inclinés dont il vient d'être question et desquels l'eau-mère adhérente retombe dans la rigole. La majeure partie du schlamm d'argent se trouve dans le vitriol

séparé au commencement de la rigole et sa quantité va en diminuant à mesure qu'on s'en éloigne. Le vitriol précipité à l'extrémité de la rigole est riche en sulfate de calcium, ainsi qu'en antimoniate et arséniate de plomb.

Pour *séparer le schlamm d'argent du sulfate de cuivre*, on traite ce dernier par de l'eau-mère bouillante dans des chaudières. Le sel de cuivre se dissout dans ce liquide, tandis que le schlamm reste indissous.

Les *chaudières* sont en plomb laminé épais ; elles sont placées sur des plaques de fonte chauffées. Elles ont 3^m,505 de longueur, 3^m,215 de largeur et 0^m,584 de profondeur. On introduit dans ces chaudières d'abord l'eau-mère (à Altenau, celle de la cristallisation du vitriol marchand) et, si c'est nécessaire, on l'étend avec de l'eau à 18-19° B.

Le liquide étant chauffé à 70°, on y dissout du vitriol brut, jusqu'à ce que sa densité ait atteint 28° B. (Si l'on va au-dessus de cette densité, les cristaux de vitriol que l'on retire plus tard de l'eau-mère sont trop petits et ont un vilain aspect.) On laisse ensuite le schlamm se déposer. Le chargement du vitriol brut et le brassage de la masse durent environ 1 heure, le dépôt du schlamm 6 à 8 heures. Avant de retirer la solution de la chaudière, on y ajoute une petite quantité de cuivre à l'état pulvérulent, afin de précipiter l'argent qui a pu se dissoudre ou bien on fait passer la lessive, avant son entrée dans les cristallisoirs, à travers un filtre de grenailles de cuivre. Des chaudières, on écoule la lessive clarifiée, avec une température de 70°, dans les *cristallisoirs*, où on laisse cristalliser le vitriol. A Altenau, la lessive est retirée des chaudières à l'aide d'un siphon, tandis que le schlamm qui reste est délayé avec de l'eau et versé dans une caisse particulière (la caisse à schlamm), de laquelle le liquide est siphonné de nouveau. A Oker, on fait écouler le liquide et le schlamm dans un vase communiquant avec le fond de la chaudière et qui est muni d'orifices d'écoulement à deux hauteurs différentes. Par l'ouverture supérieure ou le tube supérieur, que l'on peut fermer à l'aide d'une soupape à boulet, on fait écouler la lessive clarifiée, tandis que l'on peut évacuer le schlamm d'argent par l'ouverture inférieure dont le fond du vase est muni ou par le tube de fond de ce dernier, tube qui est également pourvu d'une soupape à boulet.

Les *cristallisoirs* sont des caisses en bois revêtues de plomb ; ils ont 2^m,90 de longueur, 1^m,40 de largeur et 1^m de profondeur. Chacune des caisses contient la charge d'une chaudière. Le vitriol se dépose sur des tiges de plomb, suspendues au nombre de 20 à 25 dans les cristallisoirs. La durée de la cristallisation est de 8 à 10 jours. Les cristaux de vitriol sont d'abord lavés avec de l'eau, afin d'éliminer l'eau-mère adhérente et ils sont ensuite desséchés pendant 8 jours dans des étuves obscures chauffées à 20-25°.

Le *schlamm d'argent* contient à l'état sec 2 à 15 p. 100 d'argent.

Il est em plombé. A *Altenau*, il est mélangé avec des abzugs, de la litharge et des mattes cuivreuses dans une proportion calculée de façon que le plomb d'œuvre obtenu renferme 1,5 à 2 p. 100 d'argent et la matte 25 p. 100 de cuivre et 0,5 p. 100 d'argent.

A *Oker*, le schlamm est fondu pour plomb d'œuvre avec de l'écume de zinc provenant du zingage et des schlamms d'anodes de l'atelier de séparation électrolytique.

Les *eaux-mères* obtenues dans le procédé qui vient d'être décrit peuvent être employées pour la dissolution des grenailles et du vitriol brut, tant que les grenailles traitées sont exemptes de fer et de nickel. S'il n'en est pas ainsi, les sul-

fates de ces métaux se concentrent dans les eaux-mères, qui alors doivent de temps en temps être retirées de l'opération.

A *Oker*, on obtient avec 50 kilogr. de grenailles de cuivre 190 kilogr. de vitriol bleu. Il faut pour cela 80 kilogr. d'acide sulfurique à 50° B. Le rendement d'un système de 6 cuves à dissolution, de 2 chaudières et de 24 cristallisoirs s'élève par 24 heures à 1500 kilogr. de sulfate de cuivre.

A *Altenau*, on a employé, en 1887-88, pour 206863 tonnes de grenailles 488 tonnes d'acide sulfurique à 50° B. On a obtenu 862 tonnes de sulfate de cuivre et 85,5 tonnes de schlamm d'argent. La consommation en houille s'est élevée à 763 tonnes. — Les 85,5 tonnes de schlamm ont été fondues avec 18,9 t. de litharge, 10,3 t. de mattes cuivreuses, 6,15 t. de pierre calcaire, 4,9 t. d'abzugs, 3,5 t. de résidus d'extraction d'*Oker* (cendres de pyrites cuprifères soumises au grillage chlorurant et lessivées) et 150 t. de scories. La consommation en coke pour la fonte de ce lit de fusion s'est élevée à 29 tonnes. On a obtenu 78,45 t. de plomb d'œuvre et 28 t. de mattes cuivreuses.

L'emploi du procédé qui vient d'être décrit dépend du prix du sulfate de cuivre. Lorsque ce prix est élevé, il est à recommander et il peut alors être plus avantageux que la séparation électrolytique du cuivre et de l'argent.

Pour séparer le cuivre et l'argent du *cuivre de ciment argentifère*, on grille ce dernier dans des fours à mouffles, afin de transformer le cuivre en bioxyde, après quoi on traite la masse grillée par l'acide sulfurique étendu, qui dissout le cuivre et laisse l'argent dans le résidu. Ce procédé est appliqué, par exemple, à *Hemixen*, près *Anvers*, lorsque le sulfate de cuivre est à un prix élevé.

Extraction de l'argent des mattes cuivreuses argentifères à l'aide de l'acide sulfurique.

(*Lixiviation par l'acide sulfurique de Freiberg.*)

Ce procédé comprend les opérations suivantes : La concentration des mattes cuivreuses argentifères afin d'en éliminer le fer, le grillage à mort de la matte cuivreuse concentrée, grillage par lequel le cuivre est transformé en bioxyde et l'argent en métal, la dissolution du cuivre de la matte grillée à l'aide d'acide sulfurique étendu et la fonte au four à cuve du résidu argentifère avec des produits intermédiaires plombifères ou des minerais de plomb.

Il est en usage à *Freiberg*. Il est basé sur la facile solubilité du bioxyde de cuivre dans l'acide sulfurique dilué et l'insolubilité de l'argent métallique dans cet acide.

La matte cuivreuse concentrée de *Freiberg* contient 69 à 74 p. 100 de cuivre, 3 à 7 p. 100 de plomb, 0,3 à 0,4 p. 100 d'argent, 0,2 p. 100 de fer, 0,3 p. 100 de cobalt et de nickel, 0,5 à 1 p. 100 d'antimoine et d'arsenic et 14 à 19 p. 100 de soufre. Elle est grillée à mort dans des fours à pelletage continu, opération dans laquelle 500 kilogr. de matte restent 16 heures dans le four. La matte qui est mal grillée, que l'on sépare par tamisage de celle qui l'est bien, est moulue et grillée de nouveau.

La matte bien grillée est également moulue et ensuite soumise au traitement par l'acide sulfurique. Ce traitement est effectué dans des vases en plomb aigre ayant la forme d'un cylindre vertical et dont le fond est muni d'un tube d'écoulement. La hauteur de ces vases, ouverts supérieurement, est de 1^m,20 et leur diamètre de 1^m,22 à 1^m,36.

Le travail commence par l'introduction dans le vase à dissolution de 200 kilogr.

d'acide des chambres à 48-50° B. et par la dilution de cet acide avec une égale quantité d'eau ou d'eau-mère acide. Le liquide est ensuite porté à l'ébullition au moyen d'un courant de *vapeur d'eau* directe et surchauffée. Dans le liquide ainsi échauffé, on introduit, par petites portions et en agitant continuellement avec un morceau de bois, 100 à 150 kilogr. de la matte grillée à mort et moulue. Afin de dissoudre les sulfates anhydres qui se séparent, on ajoute de temps en temps un peu d'eau ou d'eau-mère. Dès que l'acide est saturé, ce qui arrive après une action de cinq heures, on supprime la vapeur d'eau. On laisse reposer le liquide pendant 1 heure environ, temps pendant lequel le schlamm d'argent indissous se dépose au fond du vase à dissolution. On le décante alors dans la caisse à clarification à l'aide d'un siphon en plomb, et, après un séjour d'une heure dans ce vase, on l'écoule dans les cristallisoirs, où s'opère la cristallisation du sulfate de cuivre sur des tiges de plomb.

Comme le vitriol (brut) peut encore contenir enfermé entre ses particules du schlamm d'argent, la majeure partie du sel est redissoute et soumise à la *filtration* à travers un filtre en toile recouvert de grenailles de cuivre et reposant sur le double fond perforé d'un cylindre en plomb aigre. L'argent qui a pu entrer en dissolution est précipité par les grenailles de cuivre, tandis que le schlamm d'argent est retenu par le filtre.

Le *résidu insoluble* (*schlamm d'argent*) est traité encore une fois par l'acide sulfurique dilué et la vapeur d'eau dans des *caisses pointues* garnies de plomb, afin d'en éliminer les sulfates anhydres et les autres impuretés solubles, il est ensuite lavé sur un filtre en coutil et finalement ajouté lors de la fonte pour plomb d'œuvre de minerais argentifères. Le schlamm contient 1 à 2 p. 100 d'argent, 5,41 p. 100 de cuivre et environ 40 p. 100 de plomb.

Le *sulfate de cuivre* séparé par cristallisation est exempt de fer. Les cristaux avec 0,035 p. 100 de fer et plus sont redissous et soumis à une nouvelle cristallisation.

L'*eau-mère* de la cristallisation du premier vitriol (vitriol brut) est acide ; elle est employée pour étendre l'acide sulfurique qui sert à la dissolution du cuivre de la matte grillée. Lorsqu'elle ne convient plus pour cela, à cause de sa trop grande teneur en fer, on en sépare encore une fois par cristallisation une certaine quantité de vitriol et on la traite ensuite par le fer, afin d'en précipiter le cuivre. Le liquide qui reste est traité pour sulfate de fer (vitriol vert) ou employé pour l'agglomération de schlichs pyriteux (voy. p. 33). On utilise de la même manière l'eau-mère de la seconde cristallisation du vitriol devenue trop ferrugineuse lorsqu'elle a été employée pendant un certain temps à la dissolution du vitriol brut.

La réponse à la question de savoir, *s'il vaut mieux traiter par l'acide sulfurique la matte cuivreuse grillée ou le cuivre noir* dépend uniquement des conditions locales. La matte cuivreuse doit par des grillages et des fusions multiples être d'abord dépouillée complètement de son fer, avant qu'on puisse la soumettre au traitement par l'acide sulfurique, parce que sans cela le sulfate de cuivre obtenu contiendrait du fer. D'un autre côté, si l'on emploie le cuivre noir, il faut fondre la matte grillée pour obtenir ce dernier et éliminer les impuretés du cuivre brut au moyen d'un affinage.

En comparant le traitement de la matte grillée pratiquée à Freiberg avec celui du cuivre noir affiné effectué à Altenau dans le Harz, *Kuhlemann*¹ est

¹ *Preuss. Ministerial. Zeitschrift für Berg-Hütten- und Salinenwesen*, t. XIX, p. 180.

arrivé à cette conclusion, que les résultats économiques des deux méthodes de traitement seraient semblables, si à Altenau, à cause de la teneur du cuivre en antimoine et arsenic, il ne se produisait pas lors de la dissolution du cuivre des résidus contenant de l'antimoine et de l'arsenic, résidus dont le traitement pour plomb d'œuvre ou argent entraîne des pertes en métaux plus grandes que le traitement des résidus de Freiberg. En outre, la dissolution du cuivre dans l'acide sulfurique étendu demande plus de temps que celle du bioxyde de cuivre dans cet acide et il se produit des lessives plus acides.

B. — Procédés dans lesquels l'argent est dissous.

Dans beaucoup de cas, l'argent précipité de dissolutions n'est pas pur et doit pour cette raison être *emplombé*. L'emplombage est effectué par fusion en fours à cuve du précipité d'argent avec des produits intermédiaires plombifères (litharge, fonds de coupelle) ou bien par imbibition de ce précipité dans le bain de plomb du four de coupellation ou dans du plomb fondu dans une chaudière en fonte et chauffé au rouge.

Ainsi, on emplombe le *sulfure d'argent*, qui a été précipité de solutions dans l'hyposulfite de sodium, par imbibition au bain de plomb soit dans le four de coupellation (Saint-Andreasberg), soit dans des chaudières en fonte (Kapnik, en Hongrie). On emplombe de la même manière l'argent qui a été précipité à l'état métallique par le cuivre de solutions dans le chlorure de sodium (Kapnik, en Hongrie). On emplombe fréquemment par fusion en fours à cuve avec des matières plombifères l'argent qui a été précipité de lessives cuprifères à l'état de sulfure, ainsi que l'iodure d'argent précipité des mêmes lessives et transformé ensuite en sulfure par le sulfure de sodium.

Les procédés au moyen desquels l'argent a été dissous et précipité seront décrits plus loin.

2. — Extraction de l'argent par transformation de ce métal en un alliage de mercure (amalgamation).

Ce procédé, désigné sous le nom d'*amalgamation*, consiste à faire passer l'argent de minerais et de produits métallurgiques dans un alliage de mercure et à décomposer par la chaleur l'amalgame d'argent obtenu en argent et en mercure, qui se volatilise et est recueilli pour servir de nouveau à l'amalgamation. Le mercure est employé à l'état métallique. L'emploi du mercure sous la forme de *combinaisons solubles* (bichlorure de mercure, procédé Désignolles) ne s'est pas conservé.

L'amalgamation a l'avantage de n'exiger qu'une faible dépense de combustible et en outre, avec des minerais convenables pour le procédé, elle donne un rendement en argent élevé. Mais elle a l'inconvénient d'occasionner une perte de mercure assez grande et avec des minerais pyriteux, blendeux, plombifères, arsénifères, antimoniifères et bismuthifères l'extraction du métal précieux est incomplète.

Elle est surtout avantageuse avec des minerais convenables (argent natif, minerais contenant du chlorure d'argent, du sulfure d'argent et exempts de plomb et d'argile grasse) et lorsque le mercure et le combustible sont à des prix peu élevés. Dans ces cas, qui sont fréquents en *Amérique*, l'amalgamation doit être

préférée à l'extraction de l'argent par emplombage et par dissolution aqueuse. L'amalgamation comprend les deux opérations principales suivantes :

- A. La préparation de l'amalgame.
- B. La séparation du mercure de l'amalgame.

A.— Préparation de l'amalgame.

Le mercure se combine directement avec l'argent natif en formant un amalgame. Le chlorure d'argent est facilement décomposé par le mercure ; il se forme alors du protochlorure de mercure et l'argent devenu libre est absorbé par le mercure. L'iodure et le bromure d'argent sont plus difficilement décomposés. Le sulfure est décomposé lentement avec formation de sulfure de mercure, mais la décomposition est plus rapide en présence de fer, surtout à la température d'ébullition. Les combinaisons de l'argent avec l'arsenic et l'antimoine ne sont décomposées que lentement et incomplètement par le mercure seul.

D'après cela, on ne peut pas transformer en amalgame l'argent de la plupart des minerais et des produits métallurgiques par simple traitement à l'aide du mercure.

Seuls, les minerais qui renferment de l'*argent natif* et du *chlorure d'argent* peuvent être amalgamés directement. Mais la décomposition du chlorure d'argent par le mercure donne toujours lieu à une perte de mercure, résultant de la formation de protochlorure de ce dernier métal. C'est pour cela que, dans la plupart des cas, on préfère décomposer le chlorure d'argent, c'est-à-dire séparer l'argent de cette combinaison par le *fer* ou le *cuivre*.

Les minerais contenant du *sulfure d'argent* ne sont convertis que très-lentement en amalgame par le mercure, avec formation de sulfure de mercure. C'est pour cela qu'on les traite par le mercure et le fer ou par des chlorures du cuivre et du mercure avec ou sans addition de fer, de cuivre, de plomb ou de zinc, ou bien que l'on transforme leur argent en chlorure par grillage avec du sel marin et qu'ensuite on traite les minerais grillés par le fer ou le cuivre et le mercure. Dans tous ces cas, l'argent est séparé à l'état métallique et transformé en amalgame par le mercure.

Les minerais et les produits métallurgiques qui renferment l'argent sous forme de *sulfure complexe*, principalement en combinaison avec l'*arsenic* et l'*antimoine*, sont également traités par des chlorures du cuivre et du mercure ou par des chlorures du cuivre, du fer, du cuivre, du plomb ou du zinc et du mercure, ou bien on les grille avec du sel marin et ensuite on les traite par le fer ou le cuivre et le mercure. Par ces différents modes de traitement, l'argent en est aussi séparé à l'état métallique et transformé en amalgame par le mercure.

Il y a par suite à établir une distinction entre l'*amalgamation par le mercure seul* et l'*amalgamation par le mercure et des réactifs*. Ces derniers doivent favoriser l'action décomposante du mercure sur le sulfure d'argent, comme le fer, ou ils doivent séparer l'argent à l'état métallique du chlorure d'argent (cuivre, fer, zinc, plomb) ou bien ils doivent transformer l'argent des combinaisons avec le soufre ou l'arsenic et l'antimoine en chlorure d'argent ou en argent métallique.

Dans le traitement avec emploi de réactifs, nous avons à distinguer l'*amalgamation sans grillage chlorurant préalable* des minerais et des produits métallurgiques et l'*amalgamation avec grillage chlorurant préalable*.

Nous avons donc à nous occuper :

1. De l'amalgamation avec le mercure seul,
2. De l'amalgamation avec emploi de réactifs sans grillage chlorurant, et
3. De l'amalgamation avec emploi de réactifs et avec grillage chlorurant préalable des minerais ou des produits métallurgiques.

Dans *toutes les amalgamations*, il est nécessaire que les minerais ou les produits métallurgiques se trouvent dans un *état de division très-grande* et qu'ils ne contiennent pas de matières qui puissent former autour des *molécules* de l'argent une enveloppe pâteuse ou enfermer mécaniquement des particules de mercure. L'argile et certains silicates de magnésie sont des matières de ce genre.

Pour que le mercure agisse, il faut que sa *surface soit tout à fait brillante*. En outre, il doit se laisser diviser finement et mettre en contact le plus intime avec les corps pulvérulents à traiter.

L'action du mercure est fortement atténuée par les enduits de natures extrêmement différentes qui se produisent à sa surface pendant l'amalgamation, par exemple par des enduits de calomel, d'argile, de graisse, d'huile. Ces matières doivent être éliminées par voie mécanique ou chimique.

L'adhésion du mercure à la poudre des minerais ou des produits métallurgiques à amalgamer est augmentée, s'il renferme de petites quantités d'argent, de zinc, de cuivre, de plomb. Au contraire, de grandes quantités de zinc, de cuivre et surtout de plomb empêchent l'incorporation de l'argent dans l'amalgame.

Parmi les *différents métaux*, l'or s'amalgame le plus facilement et même plus facilement encore que l'argent. Le *zinc* et le *plomb* s'amalgament aussi avec facilité. Le *cuivre* s'amalgame facilement, s'il est dans un état de très-grande division, mais très-difficilement, s'il est en morceaux compacts. L'*arsenic* et l'*antimoine* s'amalgament difficilement; le *fer*, le *nickel* et le *cobalt*, pas du tout. Le *bismuth* s'amalgame facilement.

Les *pertes en mercure* dans les différents procédés d'amalgamation sont d'origine chimique et d'origine mécanique.

Les *pertes d'origine chimique* résultent de la formation de protochlorure et de sulfure de mercure lors de la décomposition de chlorure ou de sulfure d'argent par le mercure, ainsi que de la production de protochlorure de mercure par suite de l'action de bichlorure de cuivre et de perchlorure de fer sur le mercure. Cette dernière perte peut être évitée par une addition de fer, qui transforme les chlorures en question en protochlorures.

Les *pertes d'origine mécanique* sont dues à une transformation du mercure en une poudre grise, dont les particules ne peuvent plus être réunies en gouttes, mais sont entraînées par l'eau. Cette transformation se produit lorsque le mercure est trop fortement divisé dans les appareils d'amalgamation, par suite d'une vitesse trop grande des dispositifs de trituration. La réunion en gouttes des particules de mercure est empêchée aussi bien par des matières terreuses et argileuses que par des corps contenant des métaux.

Les particules de mercure et d'amalgame qui restent dans les résidus, occasionnent aussi des pertes mécaniques; ces particules sont retenues dans les résidus aussi bien par suite de leur enveloppement par des masses pâteuses que par suite de leur séparation incomplète de corps spécifiquement plus lourds. Sous ce dernier rapport, les minerais de plomb sont particulièrement nuisibles.

1. — Amalgamation avec le mercure seul.

Ce mode d'amalgamation, dit *amalgamation directe*, est employé pour les minerais qui renferment surtout de l'*argent natif*, avec de petites quantités de *sulfure* ou de *chlorure d'argent*. Il est aussi combiné avec d'autres modes d'amalgamation (procédé du patio), les minerais étant d'abord traités par le mercure seul, afin d'en extraire l'argent natif qu'ils renferment et l'or qu'ils peuvent contenir, et étant ensuite soumis à la chloruration pour transformer en chlorure l'argent qui s'y trouve combiné au soufre, à l'antimoine ou l'arsenic.

Ce procédé consiste à triturer le mercure avec les minerais pendant leur broyage ou après que celui-ci a été effectué. Le plus convenable serait de broyer d'abord les minerais et de les soumettre ensuite à l'amalgamation dans des chaudières (*pans*). On emploie aussi pour l'amalgamation et le broyage simultané des moulins à meules trainantes, dits *arrastres*, et des *moulins à meules verticales* (*moulins chiliens*).

Ce mode d'amalgamation était autrefois en usage au Pérou, au Chili et au Mexique, et actuellement il est encore employé dans quelques localités de ces pays, où il y a encore des minerais convenables.

Le procédé, tel qu'il était pratiqué au Pérou, le *procédé au tintin*, a été décrit, dès l'année 1640, par le prêtre *Alonso Barba*¹. L'appareil d'amalgamation se composait d'une pierre dure, dans laquelle était pratiquée une cavité de 0^m,22 de diamètre environ et de même profondeur. Le minerai cassé en petits morceaux était placé dans cette cavité et transformé en une sorte de bouillie par broyage à l'aide d'un pilon avec une quantité convenable de mercure et de l'eau. On faisait arriver l'eau dans la cavité en un courant continu qui en s'écoulant de cette dernière entraînait le schlamm. Celui-ci, en vue de l'extraction de l'argent des combinaisons sulfurées, arsénicales et antimoniales qu'il pouvait contenir, était traité par le procédé du patio (voy. plus loin).

Au Chili, on soumettait autrefois à l'amalgamation directe des minerais, qui contenaient surtout de l'argent natif, accompagné de chlorure, de chloro-bromure, de bromure et d'iodure d'argent, ainsi que d'amalgame d'argent (arquérite). Ces minerais se trouvaient dans les affleurements supérieurs des gisements d'argent de la *vallée de Copiapo* et étaient désignés sous le nom de *metales calidos*, par opposition aux minerais impropres à l'amalgamation directe (combinaisons de l'argent avec le soufre, l'arsenic et l'antimoine), provenant des couches profondes des gisements et qu'on nommait *metales frios*.

Les minerais étaient d'abord finement moulus dans des moulins à meules verticales, dits *moulins chiliens*, et ensuite soumis à l'amalgamation dans des cuves munies d'agitateurs, désignées sous le nom de *tinas*. La disposition de ces tinas est mise en évidence par les figures 419 et 420. Les parois latérales sont en bois, le fond est en fonte. A l'arbre vertical *m* sont adaptées deux ailes agitatrices en fer, qui dans leur mouvement de rotation rasant le fond de la cuve et mettent le minerai en contact intime avec le mercure. Le mouvement de l'agitateur est produit par des roues coniques. Le fond de la tina est muni d'une bonde, qui est maintenue fermée à l'aide d'un tampon en bois.

La charge de la tina s'élevait à 200-300 kilogr., suivant la nature du minerai. On ajoutait environ 68 kilogr. de mercure pour les minerais pauvres et une quantité proportionnellement plus grande pour les minerais riches. Pendant tout le

¹ Percy, *Silver and Gold*, p. 563.

temps de l'amalgamation, on faisait tourner l'agitateur avec une vitesse moyenne de 16 rotations à la minute. L'amalgamation durait pour les minerais ne contenant que de l'argent natif 4 à 6 heures ; pour ceux qui renfermaient du chlorure et du chloro-bromure d'argent, la durée de l'opération était en moyenne de 20 heures. Le chlorure d'argent est beaucoup plus difficile à mettre en contact

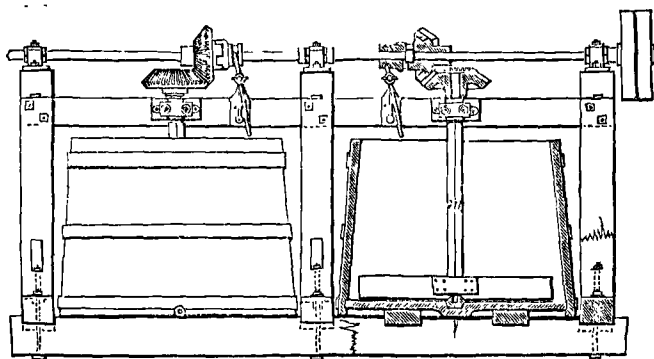


Fig. 419. — Tinas ou anciennes cuves pour l'amalgamation directe des minerais d'argent (Chili) ; coupe verticale.

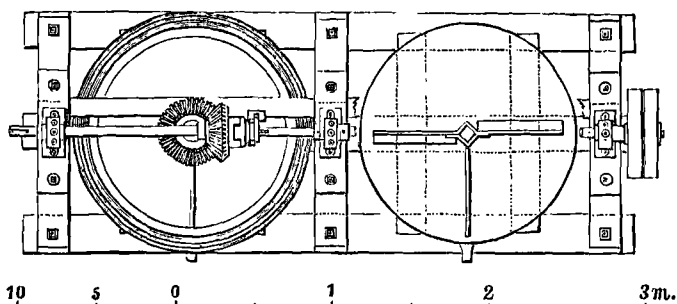


Fig. 420. — Tinas ; coupe horizontale.

avec le mercure que l'argent natif et c'est pour cela qu'il faut pour l'amalgamer beaucoup plus de temps que pour ce dernier.

L'opération terminée, l'amalgame était évacué par la bonde de fond de la tina et reçu dans un pot en fer. On faisait ensuite écouler le reste du contenu de la tina dans des caisses à clarification, où se déposaient les particules les plus lourdes. L'amalgame était d'abord introduit dans des sacs de toile à voile, par les parois et le fond desquels on faisait écouler par compression le mercure en excès, puis il était comprimé dans un moule en fer. La masse d'amalgame ainsi obtenue contenait 16 à 25 p. 100 d'argent.

Au Mexique, les minerais, qui renfermaient de l'argent natif avec de petites quantités de sulfure d'argent, étaient, après broyage dans des bocards, soumis à l'amalgamation dans une sorte de moulin à minerais, désigné sous le nom d'*arrastre*.

L'arrastre, qui est représentée par les figures 421 et 422, est une aire en pierres dures placées de champ, qui a 1^m,50 à 3^m,50 de diamètre et est munie d'un entourage de pierres ou de blocs de bois haut de 0^m,30. Au milieu de l'aire se trouve un arbre vertical *w*, qui est pourvu de bras *a*, auxquels sont fixés à l'aide de chaînes ou de cordes, des meules *M* en pierre dure, en forme de parallépipèdes.

Par la rotation de ces meules, qui est produite par la force de l'eau ou de mulets, les minerais subissent un nouveau broyage et sont triturés avec de l'eau et

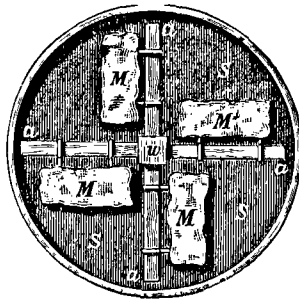


Fig. 421. — Arrastre ou moulin à meules traînantes autrefois employé au Mexique pour l'amalgamation directe ; coupe horizontale au-dessus des meules.

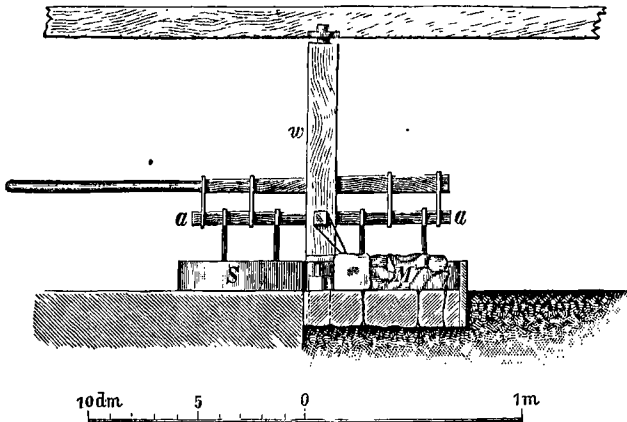


Fig. 422. — Arrastre ; coupe verticale des meules et de l'aire et vue extérieure.

du mercure. Ce dernier absorbe aussi l'or qui se trouve dans les minerais et décompose le sulfure d'argent en formant du sulfure de mercure.

Aux usines de *Batopilas*, dans l'*Etat de Chihuahua*¹, on bocardait d'abord les minerais et on les faisait ensuite passer sur un tamis avec 0^m,0158 de largeur de mailles, par lequel étaient retenus les plus gros morceaux d'argent. Ces derniers étaient raffinés avec l'argent obtenu par amalgamation, tandis que ce qui était passé à travers le tamis était amalgamé sur l'arrastre. La quantité de minerai chargée sur celle-ci s'élevait à 1 tonne. Cette charge était additionnée de la

¹ Percy, *Gold and Silver*, p. 574.

quantité d'eau nécessaire et de 12,5 kilogr. de mercure, ce dernier étant ajouté peu à peu pendant un travail de 8 heures. Chaque matin, en ajoutant une quantité d'eau convenable et mettant les masses en mouvement sur l'arrastre pendant 4 à 6 heures, on suspendait une partie du résidu dans l'eau et on l'écoulait. A la place des masses ainsi enlevées, on chargeait sur l'arrastre des minerais riches et on ajoutait une quantité correspondante de mercure (12,5 kilogr. par tonne). Après un travail de trois jours, l'amalgame était enlevé et lavé dans des auges en bois avec addition de mercure. Le schlamm riche en argent résultant de cette opération était passé sur une table de lavage. L'amalgame lavé, transformé en balles de 5 à 7^{cm} de diamètre, était pétri et pressé dans des sacs de toile, afin de le débarrasser du mercure en excès, et il était ensuite distillé.

Ce mode d'amalgamation a été remplacé à Batopilas par l'amalgamation en chaudières, qui sera décrite plus loin. Les meilleurs appareils pour l'amalgamation avec le mercure seul sont, dans l'état actuel de la technique métallurgique, les chaudières ou *pans*, dont il sera donné plus loin une description détaillée (procédé de Washoe).

2. — Amalgamation avec emploi de réactifs, sans grillage chlorurant préalable.

Ce mode d'amalgamation est employé aussi bien lorsque l'argent se trouve dans des combinaisons sulfurées *complexes* (sulfures d'argent et d'arsenic ou d'antimoine), que lorsqu'il s'agit de décomposer des sulfures *simples* (sulfure d'argent) et des *sels haloïdes* de l'argent. Les réactifs sont ajoutés dans l'appareil d'amalgamation.

Les procédés qui appartiennent à cette catégorie sont le procédé du cazo, le procédé de Kröhnke, le procédé du patio et le procédé d'amalgamation en chaudières de Washoe (*wet process* — procédé humide). De ces procédés, le *procédé de Washoe* ou procédé humide d'amalgamation en chaudières est le plus employé et il est toujours à recommander, lorsqu'on dispose de minerais convenables.

Procédé du cazo.

Ce procédé aussi nommé *procédé Caldron* ou *amalgamation chaude en chaudières* convient pour les minerais qui renferment de l'argent en combinaison avec le chlore, l'iode ou le brome et de l'argent natif. L'amalgamation est pratiquée dans des vases entièrement ou partiellement en *cuivre*. Les réactifs sont le *cuivre* de ces vases ou de leurs agitateurs et une solution bouillante de *chlorure de sodium*. Le principe du procédé est le suivant : Le chlorure d'argent des minerais est décomposé par le cuivre avec formation de bichlorure de cuivre et l'argent séparé est absorbé par le mercure. Au contact du cuivre, le bichlorure de cuivre se transforme en protochlorure, qui est dissous par la solution de sel marin. L'argent natif qui se trouve dans les minerais avec l'argent chloruré est absorbé directement par le mercure.

Le procédé a été imaginé au Chili, en 1609, par le prêtre *Alonso Barba*, et il a été introduit dans l'Amérique du Sud et au Mexique pour le traitement de minerais contenant de l'argent sous forme de chlorure, d'iodure et de bromure, qui se trouvaient dans les affleurements supérieurs des gisements argentifères. Lorsque l'exploitation de la mine fut arrivée à une profondeur plus grande, les

minerais contenant du soufre, de l'arsenic et de l'antimoine se trouvèrent en quantité prédominante et exigèrent d'autres méthodes de traitement. C'est pour cela que le procédé du cazo est actuellement disparu de la plupart des usines.

Le rendement en argent obtenu par ce procédé était très-élevé. La perte en mercure était égale à deux fois ou deux fois et demie le poids de l'argent contenu dans les minerais.

Les minerais étaient d'abord broyés dans des brocards et ensuite sur l'arastre. Si leur teneur en argent, qui ne devait pas être inférieure à 0,5 p. 100, avait besoin d'être concentrée, ils étaient lavés sur une des tables dormantes (*planillas*). Le minerai entraîné par l'eau était soumis au procédé du patio, s'il possédait une teneur en argent suffisante.

Comme vases à amalgamation, on se servit d'abord de petites chaudières nommées *cazos* et plus tard, surtout au Mexique, on employa des chaudières plus grandes, appelées *fondons*.

Le cazo était primitivement tout en cuivre, mais on le remplaça bientôt par des vases en bois ou en maçonnerie, avec fond de cuivre. Ces vases offraient les dimensions suivantes¹ : diamètre supérieur 1^m, diamètre du fond 0^m,60, hauteur 0^m,45. L'épaisseur du fond de cuivre était de 0^m,05 à 0^m,06. Le vase était placé sur un foyer sans grille et sans cheminée. La charge n'était que de 50 kilogr. de minerai. Elle était délayée avec de l'eau, dans le cazo, en une bouillie claire. En faisant du feu au-dessous de la chaudière, on portait l'eau à l'ébullition et ensuite on ajoutait du sel marin, dont la quantité s'élevait à 5-15 p. 100 du poids du minerai. Afin d'empêcher le sel de s'agglomérer sur le fond de la chaudière, on brassait continuellement la masse, jusqu'à ce qu'il fût entièrement dissous.

La dissolution du sel étant complète, on ajoutait du mercure par portions, en brassant continuellement la masse. Ordinairement, on ajoutait d'abord 1/4 de la quantité totale du mercure, au bout d'une demi-heure le deuxième quart (dès que l'amalgame formé offrait l'aspect d'un sable gris clair), 1 heure à 1 heure 1/2 plus tard une nouvelle portion et ainsi de suite, jusqu'à ce que l'amalgame contint pour une partie d'argent deux parties de mercure. Au bout de 6 heures, l'argent des minerais était amalgamé. Le liquide retiré alors de la chaudière était versé dans des bassins et employé lors de l'amalgamation suivante. Les masses solides qui se trouvaient au fond de la chaudière et contenaient l'amalgame étaient enlevées à l'aide de sébiles en bois et elles étaient ensuite lavées dans des écuelles en bois avec addition d'une quantité de mercure égale à celle qui avait été employée pour l'amalgamation. Les différentes particules d'amalgame contenues dans la masse étaient réunies par le mercure.

Dans ce procédé, il est absolument indispensable d'éviter la formation d'un enduit de mercure sur le cuivre. Cet enduit non seulement ralentit la marche de l'amalgamation, mais encore occasionne des pertes de mercure, parce qu'alors ce dernier décompose le chlorure d'argent en donnant naissance à du protochlorure de mercure. On a trouvé que lorsque le mercure et l'argent contenus dans les minerais sont dans la proportion de 2 : 1, la formation de cet enduit sur le cuivre n'a pas lieu. Si l'on dépasse la proportion de 4 parties de mercure pour 1 partie d'argent, la production de l'enduit en question est inévitable.

Les grandes chaudières ou *fondons* avaient les dimensions suivantes : dia-

¹ Eggleston, *Metallurgy of Silver, Gold and Mercury*, t. 1, p. 313.

mètre supérieur 2^m,15, diamètre du fond 1^m,80, hauteur 0^m,85. Le fond était en cuivre coulé et avait 0^m,18 à 0^m,20 d'épaisseur, 1^m,80 de diamètre et 0^m,18 de profondeur. Sur le bord recourbé de ce fond étaient adaptées des douves en bois de 0^m,70 de longueur, maintenues par des cercles en fer. Deux blocs de cuivre, du poids de 140 kilogr. chacun et fixés au bras d'un arbre vertical se mouvaient en le rasant sur le fond de la chaudière. L'arbre était mis en mouvement par des mulets. Le fondon était chauffé par un foyer à grille.

La disposition d'un pareil fondon est mise en évidence par la figure 423. *A* est le fondon, *k* son fond de cuivre; *f* sont les douves en bois, *z* les blocs de cuivre se mouvant sur le fond, lesquels sont fixés aux bras *m* de l'arbre vertical *w*. *n* est le bras auquel est attelé le mulet, *o* le chemin pour ce dernier; *r* est le foyer à grille; *p* est la maçonnerie.

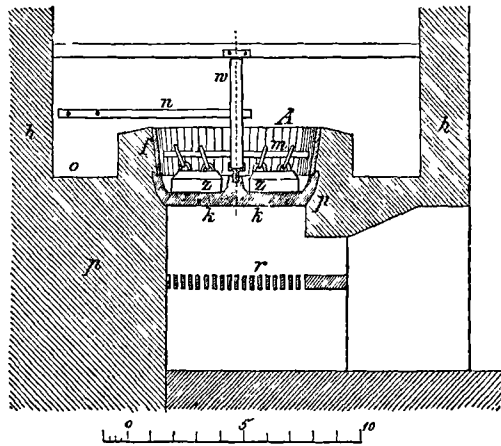


Fig. 423. — Grande chaudière ou fondon pour l'amalgamation à chaud. (Echelle en picds anglais.)

La charge du fondon est de 500 à 600 kilogr. de minerai riche. On y ajoute une quantité d'eau suffisante pour obtenir une bouillie claire, après quoi on met l'agitateur en mouvement et on allume le feu sur la grille. Dès que l'eau est en ébullition, on ajoute le sel, dont la quantité s'élève, suivant la teneur en argent du minerai, à 10-25 p. 100 du poids de ce dernier. On donne à l'agitateur un mouvement de 10 rotations à la minute. Comme dans l'amalgamation au cazo, le mercure est ajouté par portions; sa quantité s'élève jusqu'à la moitié du poids de l'argent contenu dans les minerais. La durée de l'opération est de 6 heures environ.

Au bout de ce temps, on fait écouler le liquide avec les particules légères par une ouverture latérale, tandis qu'on enlève par puisage les parties lourdes restées sur le fond, qui contiennent l'amalgame, et on les lave en y ajoutant du mercure. Les particules solides entraînées par le lavage sont soumises au procédé du patio, si elles renferment encore des quantités suffisantes d'argent.

Si la quantité du mercure ajouté dans le fondon est trop grande ou si le mouvement de l'agitateur est trop lent, du mercure se précipite sur le cuivre, ce qui, comme on l'a dit, ralentit l'opération et donne lieu en outre à des pertes de

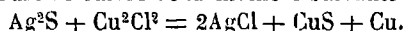
mercure. La perte en mercure s'élève à 2 p. 100. Cette perte résulte de la transformation d'une partie du mercure en la poudre grise mentionnée précédemment (p. 570) et de la volatilisation d'une autre partie de ce métal.

Procédé Kröhnke.

Ce procédé, qui a été découvert au commencement de l'année 1860 par *Kröhnke*, ancien consul allemand à *Copiapo*, au Chili, est basé sur l'emploi d'une solution bouillante de protochlorure de cuivre dans le sel marin, pour la décomposition des combinaisons de l'argent, et sur la séparation de l'argent par le zinc ou le plomb sous la forme d'amalgames de ces métaux. Dans ce procédé, la formation de bichlorure de cuivre et de perchlorure de fer, qui transforment une partie du mercure en protochlorure et occasionnent ainsi des pertes, est exclue. En outre, le plomb et le zinc empêchent la réaction du mercure sur le chlorure d'argent formé, ces métaux séparant eux-mêmes l'argent du chlorure d'argent avec formation de chlorure de plomb ou de zinc. De cette façon, on évite non seulement une perte chimique en mercure, mais encore une perte mécanique en ce même métal, parce que le protochlorure de mercure, qui autrement prendrait naissance, a la propriété d'envelopper des globules de mercure et de les entraîner, et en outre de provoquer la formation de la poudre grise dont il a déjà été question précédemment. L'argent séparé par le plomb ou le zinc, ainsi que celui qui peut se trouver à l'état natif sont absorbés par le mercure.

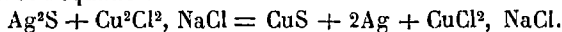
Les opinions des métallurgistes sont partagées relativement à la nature des réactions qui se produisent dans ce procédé et à l'importance de chacune d'elles, surtout en ce qui concerne la formation du chlorure d'argent et la séparation de l'argent à l'état métallique de ses sulfures simples et complexes, sans production préalable de chlorure d'argent.

D'après les recherches récentes de *Rammelsberg*¹, le sulfure d'argent est décomposé par le protochlorure de cuivre de la manière suivante :

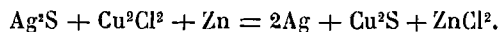


L'argent est par conséquent complètement transformé en chlorure.

Suivant les recherches de *Laur*², le protochlorure de cuivre réagit sur le sulfure d'argent en présence de mercure, de telle façon que l'argent est séparé à l'état métallique de cette combinaison, sans formation préalable de chlorure d'argent, d'après l'équation :



D'après les recherches de *Eich*, le protochlorure de cuivre, en présence de zinc, produit la séparation d'argent métallique du sulfure d'argent, d'après l'équation :

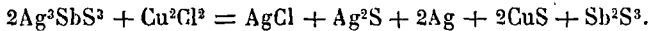


Si à côté du zinc il y a en même temps du mercure, cette réaction se produirait très rapidement.

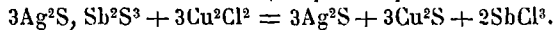
Lorsque le protochlorure de cuivre réagit sur la pyrargyrite, il y a aussi, suivant *Rammelsberg*, séparation partielle d'argent métallique avec séparation de sulfure d'argent et formation de chlorure d'argent, d'après l'équation :

¹ Percy-Rammelsberg, *Silber und Gold*, p. 115.

² *Métallurgie de l'argent au Mexique*. Annales des mines. Série 6, t. XX.



D'après *Eich*, il doit, lors de l'action d'une solution bouillante de protochlorure de cuivre dans le chlorure de sodium sur la pyrargyrite, se séparer d'abord du sulfure d'argent avec du sous-sulfure de cuivre et se former du protochlorure d'antimoine entrant en dissolution, d'après l'équation :



Du sulfure d'argent, il doit, en présence de zinc ou de plomb, se séparer de l'argent métallique comme il a été dit plus haut.

D'après ces indications, qui se contredisent en partie, la formation de *chlorure d'argent* à côté d'*argent métallique* ne devrait pas être exclue. Le chlorure d'argent est décomposé par le zinc ; une partie du sulfure d'argent peut aussi l'être par le zinc et le mercure.

Comme on ne connaît pas de recherches approfondies sur ce procédé tenu secret, il est impossible de savoir jusqu'où vont la formation de chlorure d'argent par le protochlorure de cuivre et la séparation d'argent métallique des combinaisons sulfurées simples et complexes de ce dernier par le protochlorure de cuivre en présence de zinc ou de plomb et de mercure ou la séparation d'argent métallique par l'action du zinc et du mercure sur le sulfure d'argent. On sait seulement que par ce procédé presque tout l'argent contenu dans les minerais est transformé en amalgame.

Le procédé est employé depuis 1862 à *Copiapó* et à *Antofagasta*. Il conviendrait pour tous les minerais d'argent, à l'exception de la pyrite de cuivre, de la galène et de la blende argentifères, ainsi que des minerais contenant plus de 1 p. 100 d'arsenic libre. Les pertes en argent avec les combinaisons d'argent antimonées et arsénées, mélangées de quantités modérées de galène, de blende et pyrite de fer ne seraient pas supérieures à 2 p. 100, tandis que la perte en mercure s'élève à 12-35 p. 100 de l'argent extrait.

L'amalgamation est effectuée dans des tonneaux *horizontaux rotatifs* de 1 à 4 tonnes de capacité. Ceux qui contiennent 4 tonnes de minerai ont 1^m,80 de longueur et un diamètre de 1^m,50 ; leurs douves ont une épaisseur de 0^m,075.

On prépare le *protochlorure de cuivre* avec du sulfate de bioxyde de cuivre, du sel marin et du cuivre. A une dissolution de sulfate de cuivre à 20° B., on ajoute du chlorure de sodium, tant que ce dernier se dissout. Les deux sels se décomposent en donnant naissance à du bichlorure de cuivre et du sulfate de sodium. Pour préparer le protochlorure de cuivre, on fait bouillir le liquide dans des cuves en bois avec des déchets de cuivre laminé, et le bichlorure de cuivre est ainsi réduit en protochlorure. Le liquide est chauffé au moyen d'un courant de vapeur d'eau (à 3 atmosphères de tension). Le protochlorure de cuivre, qui est très-difficilement soluble dans l'eau, se dissout dans la solution de chlorure de sodium restée indécomposée. On reconnaît que la réduction du bichlorure de cuivre en protochlorure est complète à la décoloration du liquide et au précipité blanc qui se forme lorsqu'on étend un échantillon de liquide avec de l'eau. Comme au contact de l'air il se précipite promptement de la solution de protochlorure de cuivre un oxychlorure de cuivre, la solution doit être employée aussitôt après sa préparation.

Les minerais, qui, dans le district de *Copiapó*, sont traités d'après le procédé Krönhke, renferment de l'argent natif, des chlorure, iodure et bromure d'argent, de la pyrargyrite, de la proustite, de la polybasite et de l'argent sulfuré et comme gangues de la pierre calcaire, de la marne, du diabase, du porphyre, du spath

calcaire, de la baryte sulfatée, du gypse, de l'amiante et du kaolin. Ils sont d'abord broyés (à Escobar et Ossa), entre deux cylindres superposés et ensuite finement moulus à l'aide de moulins chiliens (dits *trapiches*). La disposition du *moulin chilien* (moulin à meules verticales) comme celui qui est construit par la *Société Fraser et Chalmers*, de Chicago, est mise en évidence par la figure 424. Les meules sont en fonte et munies d'un cercle en acier; elles roulent sur une plaque d'acier. La mouture a lieu sous un filet d'eau continu. A Copiapo, les meules ont 2 mètres de diamètre et pèsent chacune 4 tonnes. Elles font 10 à 12 tours à la minute. Le minerai moulu avec une finesse suffisante est déversé, à l'aide d'un courant d'eau, alternativement dans deux caisses à schlamms (de chacune 5 mètres de longueur sur 2 mètres de largeur et 1 mètre de profondeur) dans lesquelles il se dépose. Dès qu'une caisse est pleine, le schlamm est versé sur une surface plane (*cancha*) et étendu sur celle-ci de façon à ce qu'il sèche.

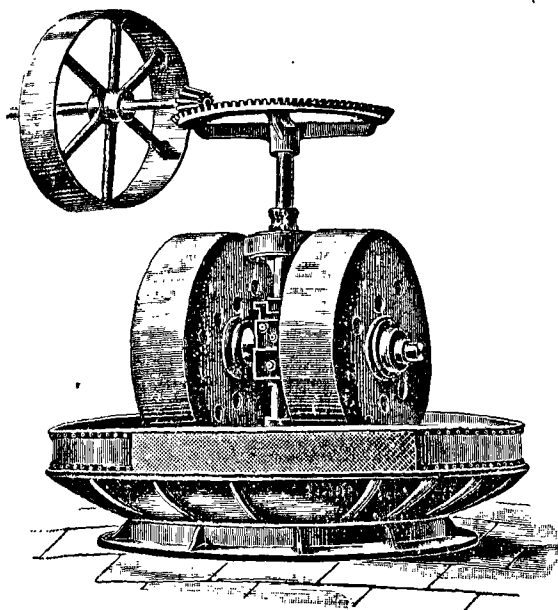


Fig. 424. — Moulin chilien.

Le schlamm desséché est introduit dans les tonneaux d'amalgamation. Ces derniers sont munis intérieurement d'agitateurs, dont la disposition n'est qu'imparfaitement connue. La poudre de minerai étant chargée, on la délaye en une bouillie épaisse avec une solution bouillante de sel marin, dont la teneur en chlorure de sodium est égale à 5 p. 100 du poids de la charge, après quoi on ajoute la solution de protochlorure de cuivre dans le chlorure de sodium. La quantité de cette dernière solution dépend non seulement de la richesse des combinaisons d'argent à chlorurer, mais aussi de la nature des gangues. Les minerais contenant du calcaire exigent plus de protochlorure de cuivre que ceux qui sont argileux et ferrugineux, parce que le carbonate de calcium est décomposé par le sel de cuivre. En moyenne, on ajoute aux minerais avec une teneur en argent

moyenne, c'est-à-dire de 0,2 p. 100, et des gangues mixtes 18 à 20 litres de protochlorure de cuivre pour 4 tonnes de charge. Après l'addition de la solution de protochlorure de cuivre, on fait tourner les tonneaux pendant 20 à 30 minutes et ensuite on ajoute du mercure et de l'amalgame de plomb ou de zinc. La quantité du mercure ajouté s'élève à 20-25 fois la teneur en argent des minerais. D'après *Richter et Hübner*¹, on doit employer le plomb avec des minerais de bonne qualité, et le zinc avec les minerais sulfurés difficilement décomposables. Suivant *Fonscoa*, il faut avec des minerais qui contiennent de grandes quantités de chlorure et de bromure d'argent, ajouter pour 100 parties d'argent 23 parties de plomb, et alors la quantité du mercure à employer doit être abaissée de 150 à 25 parties pour 100 parties d'argent.

Après l'addition du mercure et de l'amalgame de plomb ou de zinc, on fait encore tourner le tonneau pendant 6 heures avec une vitesse de 4 à 5 rotations par minute. On ajoute ensuite de l'eau en grande quantité, on fait de nouveau tourner le tonneau pendant quelques instants, puis on le vide comme les tonneaux employés pour l'amalgamation européenne qui sera décrite plus loin.

L'amalgame obtenu contient du *bioxyde de cuivre*, qui s'est formé par l'action de la chaux sur le bichlorure de cuivre, ainsi que du *sulfure de cuivre*, résultant de la réaction du protochlorure de cuivre sur le sulfure d'argent, d'après les équations mentionnées précédemment. Le sulfure de cuivre, une partie du bioxyde de cuivre, ainsi que les matières terreuses mélangées à l'amalgame sont éliminés par voie mécanique. A cet effet, on introduit l'amalgame, avec 10 p. 100 de mercure, dans une cuve avec agitateur, dans une *tina* comme celle qui a été décrite précédemment (p. 571) et, faisant arriver dans la cuve une quantité d'eau convenable, puis mettant l'agitateur en mouvement avec une vitesse de 10 tours par minute, on le lave jusqu'à ce que l'eau s'écoule parfaitement claire. Afin d'éliminer le bioxyde de cuivre, on traite l'amalgame dans la *tina*, pendant 5 heures environ, par une solution de *carbonate d'ammonium* (contenant une quantité de ce sel égale à 2 p. 100 du poids de l'amalgame), qui dissout le bioxyde de cuivre ; avant ce traitement, on a eu soin d'écouler toute l'eau contenue dans l'appareil.

Si l'amalgame contient de *grandes quantités de cuivre*, on le traite par une *solution bouillante de bichlorure de cuivre*. Celle-ci absorbe le cuivre, en formant du protochlorure de cuivre soluble dans une lessive de sel marin. Le zinc et le plomb sont aussi absorbés par la solution de bichlorure de cuivre.

L'amalgame est filtré. Le mercure séparé par filtration n'amalgame plus que très-lentement après avoir servi 5 à 6 fois. Il est alors rendu de nouveau propre à l'amalgamation par une addition de 20 gr. d'amalgame de sodium par 100 kilogr. de mercure impur.

L'amalgame est comprimé dans des moules cylindriques en fonte et ensuite distillé (dans un appareil à cloche). L'argent obtenu est raffiné en fours à réverbère. L'argent fin contient 0,2 à 0,4 p. 100 de cuivre.

Il faut pour le traitement de 8 tonnes de minerai en 24 heures : deux moulins chiliens d'une force de 6 chevaux, deux bassins collecteurs, deux tonneaux à amalgamation, qui exigent une force de 8 chevaux, une cuve (*tina*) pour le lavage de l'amalgame, une cuve pour recueillir le mercure transformé en poudre grise, une cuve avec chaudière à vapeur pour la préparation de la solution de

¹ *Preuss. Zeitschrift*, 1876, t. XXIV, p. 487 et t. XXVII, p. 158.

protochlorure de cuivre, deux cuves pour dissoudre le sulfate de cuivre, une cuve en ciment pour la préparation de la solution de sel marin, avec un générateur à vapeur pour faire bouillir celle-ci.

Le procédé en question a été adopté au *Chili* et, lorsqu'on dispose de minerais convenables, il est préféré à tous les autres, parce qu'il est d'une exécution rapide et qu'il n'entraîne que de faibles pertes en mercure et en argent.

Procédé du patio.

Dans ce procédé, qui est aussi connu sous le nom d'*amalgamation américaine en tas*, les minerais réduits en poudre fine et humides sont mélangés très-intimement dans des tas avec du *sel marin*, du *sulfate de cuivre* et du *mercure*, et la majeure partie de l'argent contenu dans des combinaisons sulfurées simples ou complexes de ce métal (même de celles avec le sulfure d'antimoine et le sulfure d'arsenic) est ainsi transformée en amalgame. Ce dernier est séparé des résidus par lavage, puis filtré, comprimé et distillé.

Bien que la nature des réactions qui se passent dans ce mode d'amalgamation et l'importance de chacune d'elles ne soient pas encore déterminées avec une exactitude suffisante, on peut cependant admettre comme certain que le sel marin et le sulfate de cuivre se décomposent mutuellement en donnant naissance à du bichlorure de cuivre et à du sulfate de sodium, qu'une partie du bichlorure de cuivre agit dans une certaine mesure comme agent de chloruration sur l'argent des combinaisons sulfurées simples et complexes, qu'une autre est réduite — par l'argent métallique, le mercure, le cuivre, le sous-sulfure de cuivre — en protochlorure de cuivre, qui se dissout dans le sel marin et, comme il a été déjà exposé précédemment à propos du procédé Kröhnke, peut en présence de mercure séparer de l'argent métallique de ses composés sulfurés simples et complexes et aussi agir sur l'argent de ces composés comme agent chlorurant. Du *chlorure d'argent* formé comme il vient d'être dit, l'argent est séparé par le mercure avec formation de *protochlorure de mercure*. D'une partie du *sulfure d'argent*, l'argent est séparé par le mercure avec production de *sulfure de mercure*. L'argent ainsi isolé, de même que celui qui se trouve à l'état natif dans les minerais sont absorbés par le mercure.

Le procédé du patio a été pratiqué pour la première fois sur une grande échelle au Mexique en l'année 1557 par le mineur *Bartolomé de Medina*, de Pachuca (Mexique). En 1571, il a été introduit à Potosi, au Pérou, par *Pedro Fernandez de Velasco*. (D'après un rapport de Luis Berrio de Montalvo au vice-roi du Mexique, qui cependant ne fut imprimé qu'en 1643, Medina aurait apporté d'Espagne la connaissance de la possibilité d'extraire l'argent de ses minerais à l'aide du mercure et du sel marin. Et, en effet, un procédé analogue était déjà connu en Europe avant ce temps, puisque dans un ouvrage de Birninguccio, intitulé *De la Pyrotechnica*, paru à Venise en 1540, il est indiqué que les minerais d'argent pouvaient être traités à froid avec addition de vitriol vert, de vert-de-gris, de sublimé corrosif, de sel marin et de vinaigre.)

Le procédé du patio est très-employé au *Mexique*; on s'en sert également dans différentes usines de l'*Amérique du Sud*. Il a l'inconvénient d'exiger beaucoup de temps et d'entraîner de grandes pertes de mercure et d'argent, mais la préparation de l'amalgame peut être effectuée sans l'emploi de combustibles et à l'aide de la force animale seule. C'est pour cela que jusqu'à présent il est la

seule méthode avantageuse pour un grand nombre d'usines des régions chaudes, qui sont sans relations commerciales et obligées de payer très-cher les combustibles, comme cela se rencontre fréquemment au Mexique. Jusqu'à une époque encore peu éloignée, les trois quarts de la production de l'argent du Mexique étaient extraits par la méthode du patio. Cependant, il n'est pas douteux qu'avec le développement des relations commerciales et l'importation de combustibles peu chers cette méthode sera remplacée par le procédé d'amalgamation en chaudières décrit plus loin (ou, dans le cas de la présence de minerais de plomb, par l'emplombage).

Le procédé du patio exige absolument que les minerais soient réduits à l'état de poudre extrêmement fine.

Tous les minerais d'argent ne conviennent pas pour ce procédé; les plus convenables sont ceux qui contiennent l'argent à l'état natif et sous la forme de combinaisons sulfurées simples, mais sans pyrite de fer ou de cuivre, sans bournonite, sans galène ou blende. (L'argent sulfuré doit se trouver disséminé dans les minerais en fines particules, parce que autrement, à cause de sa ductilité, il s'aplatit en lamelles minces lors de la pulvérisation et est alors difficile à amalgamer ou donne lieu à des pertes d'argent.) Viennent ensuite les combinaisons sulfurées complexes: la pyrargyrite, la stéphanite, la polybasite. La proustite est plus difficile à traiter par le procédé du patio que la pyrargyrite. La pyrite arsenicale et le cuivre gris arsenical argentifères sont considérés comme tout à fait impropres au traitement par ce procédé.

La galène, la blende et la bournonite argentifères ne conviennent pas pour le procédé. (La blende se décompose avec le bichlorure de cuivre en chlorure de zinc et sulfure de cuivre.)

Parmi les pyrites de cuivre et de fer argentifères, les seules convenables sont celles qui, après imbibition avec la lessive de sel marin, s'oxydent par un long séjour au contact de l'air.

Les chlorure, iodure et bromure naturels de l'argent sont beaucoup plus difficilement amalgamables par le procédé du patio que le chlorure d'argent formé artificiellement.

Les minerais contenant du bromure et de l'iodure d'argent sont surtout très-difficiles à amalgamer par ce procédé. C'est pour cela que les minerais qui renferment des combinaisons haloïdes de l'argent ne sont pas traités par la méthode du patio, mais par le procédé au cazo ou au fondon décrit précédemment.

Le procédé du patio est encore rémunérateur, au Mexique, avec des minerais tenant 0,1 p. 100 d'argent. La teneur des minerais riches est de 0,3 p. 100.

Dans beaucoup de cas, on a soumis à un grillage oxydant en fours à réverbère des minerais pyriteux et blendeux, afin d'obtenir une meilleure amalgamation. Mais pour les minerais arsenifères et antimonifères un pareil grillage doit être évité, parce qu'alors il se forme des antimoniates et des arséniates d'argent difficiles à amalgamer.

Le procédé du patio comprend les quatre opérations principales suivantes :

1. La pulvérisation des minerais.
2. Le traitement sur le patio du minerai pulvérisé.
3. La séparation de l'amalgame des minerais amalgamés.
4. Le traitement de l'amalgame.

Pulvérisation des minerais.

La pulvérisation se fait en deux opérations distinctes : les minerais sont d'abord broyés à l'aide de moulins chiliens, de bocards, de cylindres ou de broyeurs et le menu ainsi obtenu est ensuite pulvérisé sur l'arrastre. Dans cette dernière opération, on ajoute du mercure, si les minerais sont aurifères, afin d'extraire l'or et une partie de l'argent qui se trouve à l'état natif.

Le *broyage des minerais* est ordinairement effectué à l'aide de moulins chiliens (moulins à meules verticales) ou de bocards, plus rarement à l'aide de cylindres.

Les anciens moulins chiliens avaient comme meule un bloc de granite cylindrique en forme de roue, de 2^m de diamètre, de 0^m,40 de largeur et du poids de 3 à 4 tonnes. Cette meule était, à l'aide d'un bras horizontal, reliée à un arbre vertical en bois, qui était mis en mouvement par un mulet et faisait ainsi tourner la meule sur une aire circulaire en pierres dures. Les nouveaux moulins chiliens ont des meules en fonte avec cercle et aire en acier. Celles-ci peuvent être mues aussi bien par la force animale que par l'eau ou la vapeur. Les meules de ces moulins ont 1^m,65 de diamètre et 0^m,38 de largeur. Le cercle en fer ou en acier a une épaisseur de 0^m,10. La disposition d'un *nouveau moulin chilien* est mise en évidence par la figure 424 (p. 579). Dans ces moulins, le broyage est ordinairement effectué à sec. Les bocards et les cylindres broyeurs sont actionnés par l'eau ou la vapeur et ils ne se distinguent pas des dispositifs ordinaires de ce genre.

À *Fresnillo*, au *Mexique*, on a remplacé les bocards par des cylindres broyeurs mus par la vapeur. Les cylindres supérieurs ont 0^m,46 de longueur et 0^m,57 de diamètre, tandis que les inférieurs, avec la même longueur, ont un diamètre de 0^m,69.

La transformation en poudre fine du minerai broyé a lieu dans l'*arrastre*, dont la disposition a déjà été représentée précédemment (fig. 421 et 422, p. 573). Le travail dans cet appareil, qui, jusqu'à présent, malgré sa lenteur, n'a pas pu être remplacé par d'autres dispositifs de pulvérisation, est de la plus grande importance pour le procédé du patio, parce que le rendement en argent dépend essentiellement du degré de division du minerai.

L'aire de l'*arrastre* a ordinairement 3 à 4 mètres de diamètre et est faite en pierres dures taillées de 15 à 20^{cm} d'épaisseur (ordinairement en porphyre quartzeux), qui sont placées de champ. Les joints sont remplis avec du ciment ou du sable. Une pareille aire dure 12 mois environ. L'entourage de l'aire est formé de pierres plates épaisses de 15 à 20^{cm}, qui débordent au-dessus de l'aire de 60^{cm} environ. Dans le milieu de l'*arrastre* est établie une pierre plus grosse de forme pyramidale, dont l'extrémité supérieure est percée d'un trou. Dans ce dernier tourne le tourillon d'un arbre vertical muni de 2 ou 4 bras et maintenu à son extrémité supérieure par une barre horizontale. A chacun des bras sont fixées, à l'aide de courroies ou de chaînes, 1 ou 2 meules, qui rasant l'aire de l'*arrastre*. Ces meules, dites *voladoras*, sont en porphyre quartzeux, elles ont la forme de parallépipèdes et pèsent chacune 300 à 600 kilogr. Elles sont fixées aux bras de façon que, pendant qu'elles se meuvent, leur bord antérieur et inférieur se trouve à 0^m,05 environ au-dessus de l'aire de l'*arrastre*, tandis que la partie postérieure rase cette dernière. Elles durent de 1 à 3 mois. Les *arrastres* peuvent être actionnés par des chevaux ou des mulets, par l'eau ou la vapeur.

Les figures 425 et 426 représentent à l'échelle de 1 : 120 la disposition d'une ancienne arrastre actionnée par des *mulets*. *a* sont les pierres de l'aire, *b* les pierres formant l'entourage de celle-ci. *c* est l'arbre vertical, qui est maintenu par la pierre *l* et la barre horizontale *d*. Aux quatre bras de l'arbre (deux seulement sont visibles dans les figures) sont fixées à l'aide de chaînes les meules *k*. Les mulets sont attelés en *p*, au bras α prolongé. Lorsque l'arrastre est actionnée par la force animale, le nombre des mulets employés varie de 1 à 6, suivant la grandeur de l'arrastre.

Fig. 425. — Ancienne arrastre actionnée par des mulets, pour la pulvérisation des minerais (procédé du patio); vue supérieure.

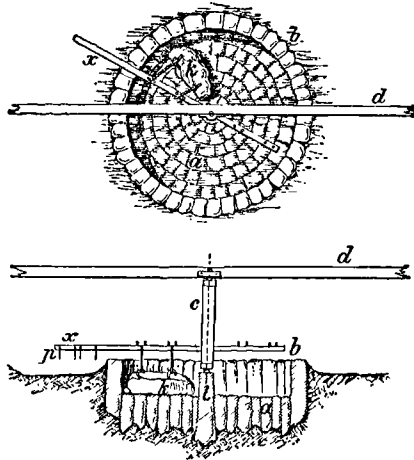


Fig. 426. — Ancienne arrastre actionnée par des mulets; coupe verticale.

Les figures 427 et 428 représentent une arrastre actionnée par une roue *hydraulique horizontale* ¹. *a* est la roue à aubes établie horizontalement et entourant l'arrastre *c*; elle est reliée à l'arbre vertical *f* au moyen des bras *x* et tiges *t*. Tous les bras sont, dans ce but, prolongés au-delà du bord de l'arrastre. Par la gouttière *b*, qui présente une inclinaison de 0^m,20 par 3^m,5 à 4^m,5 de longueur, un courant d'eau est amené sur les aubes de la roue. Lorsque l'arrastre a 3^m de diamètre, l'espace occupé par la roue hydraulique, celle-ci ayant 6^m de diamètre et 0^m,60 de largeur, a environ 7^m de diamètre. Avec une pareille roue et une arrastre de 3^m de diamètre, on peut, en 24 heures, réduire en une poudre fine 400 à 600 kilogr. de minerai tendre, tandis qu'il faut 3 jours pour pulvériser 700 à 800 kilogr. de minerai dur. Ces roues ne peuvent être employées que lorsqu'on a à sa disposition de grandes quantités d'eau motrice. A *Chihuahua*, au Mexique, on se sert d'une pareille roue pour actionner les hocards et l'arrastre.

Dans quelques usines, on emploie aussi des roues à augets, dont la force est transmise au moyen d'un système d'engrenages.

Les figures 429 et 430 représentent la disposition d'arrastres actionnées par la

¹ *Engineering*, 1881, t. XXXVII, p. 518.

Fig. 427. — Arrastre actionnée par une roue hydraulique horizontale pour la pulvérisation des minerais (procédé du patio); vue extérieure et coupe verticale suivant AB de la figure 428.

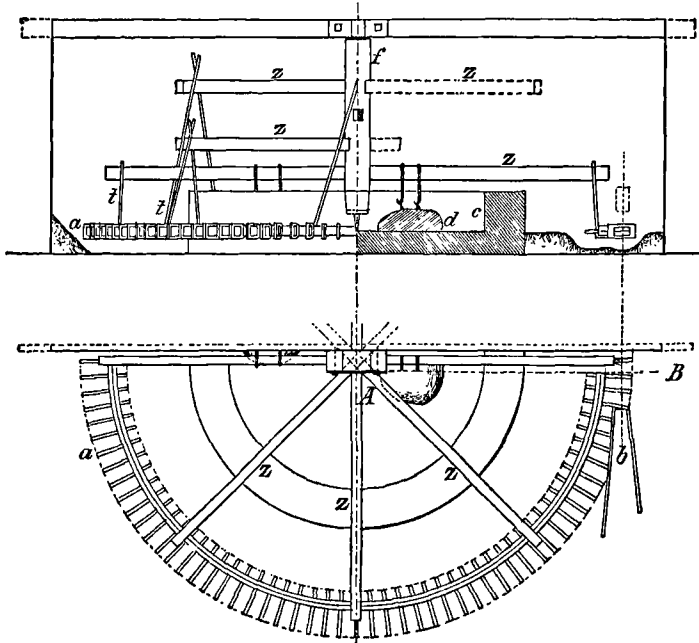


Fig. 428. — Arrastre actionnée par une roue hydraulique horizontale ; coupe horizontale.

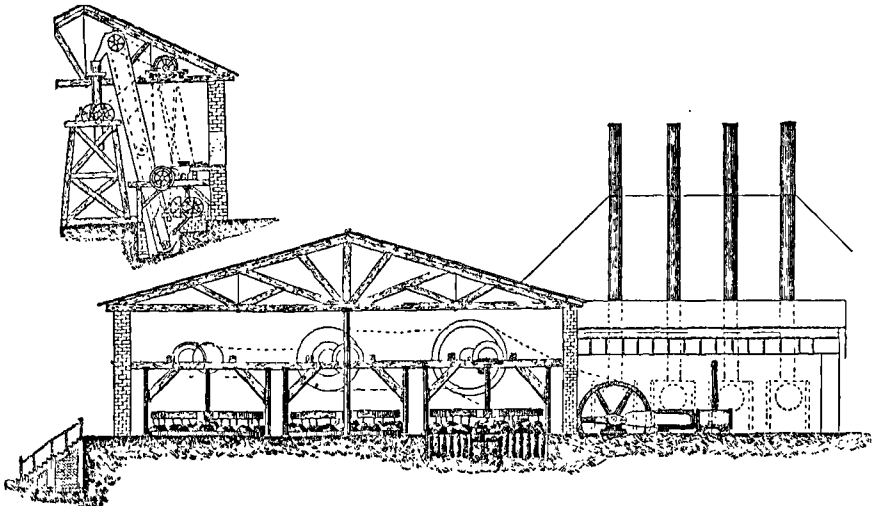


Fig. 429. — Vue d'ensemble d'un atelier de pulvérisation des minerais avec 12 arrastres actionnées par la vapeur (procédé du patio). (E. Morrison consolidated Mining Company, à Zacatecas.)

vapeur, comme celles qui sont construites par la Société Fraser et Chalmers, de Chicago.

Les arrastres ont 4 à 7 mètres de diamètre. Les meules pèsent 5 à 12 tonnes et sont en granite. Comme machines à vapeur, on se sert de machines Corliss. Un pareil dispositif est en activité aux usines de la *Edward Morrison Consolidated Mining Company*, près *Zacatecas* (Mexique).

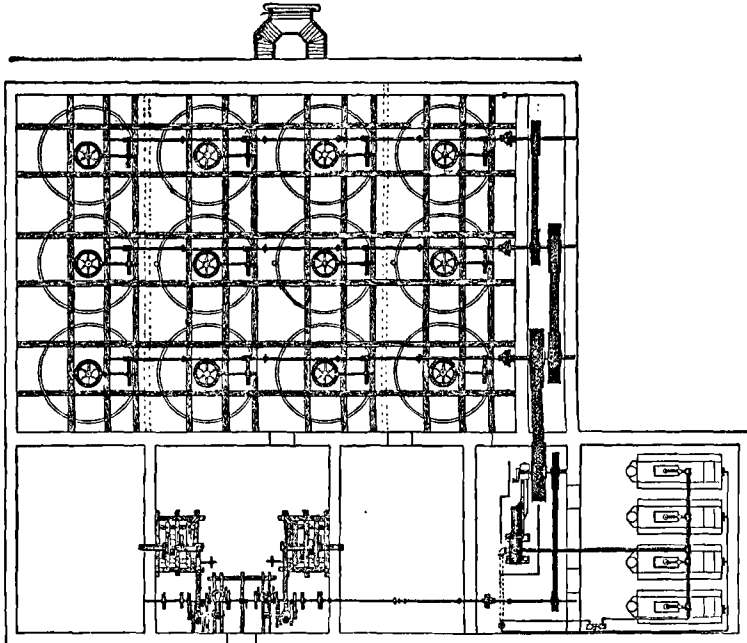


Fig. 430. — Plan de l'atelier de pulvérisation représenté par la figure 429.

Dans ces usines, le minerai est d'abord passé dans des concasseurs, puis broyés à l'aide de cylindres et finalement pulvérisé dans les arrastres.

Celles-ci ont 4 mètres de diamètre. Chacune d'elles exige une force active de 6 chevaux.

Le rendement d'une pareille arrastre est de 6 à 10 tonnes en 24 heures, suivant la nature des minerais.

La pulvérisation dans l'arrastre a lieu avec addition d'eau. Il faut pour la réduction en poudre fine de 400 à 600 kilogr. de minerai, 900 à 1200 litres d'eau. Le chargement se fait peu à peu, en ajoutant à chaque portion assez d'eau pour que la poudre du minerai prenne la consistance d'une bouillie.

La charge étant complète, on donne d'abord aux meules une vitesse de 6 tours à la minute, en l'augmentant peu à peu jusqu'à 10 tours à mesure qu'avance la pulvérisation du minerai, et on continue jusqu'à ce que ce dernier frotté entre les doigts ne laisse plus sentir de particules rugueuses. Le schlamm ainsi obtenu est enlevé de l'arrastre et porté dans la cour d'amalgamation (patio). La quantité de minerai moulu en 24 heures dans une arrastre actionnée par la force

animale, s'élève suivant la dureté de la matière et la grandeur de l'arrastre, à 300-750 kilogr.

Si les minerais renferment de l'argent et de l'or natifs, on ajoute du mercure pendant la pulvérisation dans l'arrastre, afin d'amalgamer ces deux métaux. La manière de procéder dans ce cas a déjà été décrite à propos de l'amalgamation directe.

Quelquefois, bien que rarement, le minerai moulu dans l'arrastre est soumis, avant l'amalgamation, à un lavage, afin de séparer les chlorure, iodure et bromure d'argent d'avec les combinaisons sulfurées. Les premiers sont alors traités par le procédé du cazo, et les derniers par celui du patio.

Traitement sur le patio du minerai pulvérisé.

Le minerai sortant de l'arrastre se présente sous l'aspect d'un schlamm fluide; il est désigné sous le nom de *lama*. Il est d'abord réuni en petits tas dans la cour d'amalgamation ou *patio*, afin qu'il sèche jusqu'à un certain degré, et ensuite accumulé en tas plus grands, appelés *tortas*.

Le *patio* est une grande cour dallée avec le plus grand soin et rendue autant que possible imperméable au mercure. Afin d'assurer l'imperméabilité du *patio*, on a aussi employé le ciment et l'asphalte, et on en a même garni le sol avec des pièces de bois s'emboltant l'une dans l'autre; mais on est généralement revenu à un simple dallage fait avec beaucoup de soin. Le *patio* présente d'un côté une légère inclinaison, afin de permettre à l'eau sortant des tas de s'écouler.

Afin d'empêcher le coulage du schlamm apporté sur le *patio*, les tas sont, dans les petites usines, entourés d'un remblai de sable ou de pièces de bois, tandis que dans les grandes usines on le déverse dans des espaces circulaires entourés d'une maçonnerie et désignés sous le nom de *cajetes* ou *lameross*.

Lorsque l'eau du schlamm a été éliminée par écoulement et évaporation en quantité suffisante pour que la matière ait acquis la consistance d'une bouillie épaisse, ce qui arrive au bout de quelques jours, on forme avec le schlamm les tas d'amalgamation proprement dits ou les *tortas* (*torta* = gâteau, tourte).

Comme la masse de minerai ne possède pas encore une cohésion suffisante, il est aussi nécessaire de la munir d'un entourage. Ce dernier est formé de cadres en bois ou de pierres disposés circulairement et dont les intervalles sont bouchés avec de l'argile (ou même avec du fumier). La *torta* se présente alors sous la forme d'un gâteau rond semblable à une tourte. Sa hauteur oscille entre 0^m,15 et 0^m,30, et son diamètre entre 7 et 15 mètres, suivant la quantité de schlamm dont on dispose. Le poids du minerai formant une *torta* varie de 50 à 100 tonnes, mais il peut aussi aller jusqu'à 150 t.

Un *patio* avec les *tortas* est représenté par la figure 431.

Vingt-quatre heures au plus après la confection de la *torta*, on commence le traitement de celle-ci par les réactifs. Ce traitement consiste à y incorporer d'abord du *chlorure de sodium*, puis des *corps contenant du sulfate de cuivre* ou le *magistral* et du *mercure*. Ce dernier est ajouté en même temps que le *magistral* ou immédiatement après l'incorporation de celui-ci.

Le *chlorure de sodium* employé doit être aussi pur que possible. Dans différentes localités du Mexique, où le prix du sel pur est trop élevé, on se sert de sel que l'on prépare avec les dépôts des lacs salés indigènes contenant du chlorure

de sodium (dits *saltierres*), en les lessivant et évaporant la lessive obtenue. Le sel ainsi obtenu, contient 70 à 90 p. 100 de chlorure de sodium et 10 à 15 p. 100 de carbonate sodique.

Comme *corps contenant du sulfate de cuivre*, on emploie soit la matière désignée sous le nom de *magistral*, soit, comme cela a lieu depuis quelque temps, du *sulfate de cuivre pur*.

Au Mexique, le magistral est préparé par grillage de *pyrite cuprifère* dans des fours à réverbère à deux soles, nommés *comalillos*, opération dans laquelle une



Fig. 431. — Patio avec tortas.

partie du cuivre est transformée en sulfate. La teneur du magistral en sulfate de cuivre varie avec la nature des minerais et le soin apporté à l'opération du grillage, comme le montrent les analyses suivantes, indiquant la composition d'un magistral pauvre et celle d'un magistral de très-bonne qualité :

	Magistral pauvre.	Magistral de très-bonne qualité.
Sulfate de cuivre	9,03	19,00
Bioxyde de cuivre.	5,00	5,50
Sulfate de fer.	6,75	14,80
Peroxyde de fer.	18,75	25,80
Résidu insoluble	60,47	34,90

A défaut de minerais de cuivre sulfurés, on peut préparer du sulfate de cuivre par grillage de minerais de cuivre oxydés ou de carbonates du cuivre avec de la pyrite ou en traitant ces minerais par du sulfate ferrique ou de la pyrite de fer facilement décomposable à l'air ou du sulfate d'aluminium.

Ainsi, au *Chili* et au *Pérou* on prépare du sulfate de cuivre en mélangeant du bioxyde de cuivre avec un sulfate de fer, qui dans ces pays se rencontre à l'état naturel. Au lieu du magistral, on peut aussi employer de la pyrite grillée. Cependant, le sulfate de fer contenu dans cette dernière n'agit que très-imparfaitement en comparaison du sulfate de cuivre et il laisse presque la moitié de l'argent dans le minerai.

Le magistral ne contenant qu'une quantité relativement faible de sulfate de cuivre, un grand nombre d'usines l'ont dans ces derniers temps remplacé avec succès par le *sulfate de cuivre*.

La quantité de chlorure de sodium qui est incorporé dans la torta s'élève à

2-5 p. 100 du poids du minerai. Plus sa quantité est grande, mieux marche l'amalgamation, parce que un excès de chlorure de sodium fait entrer en dissolution le chlorure d'argent et le protochlorure de cuivre, combinaisons qui se forment dans le procédé du patio. Aux minerais avec 0,09 à 0,10 p. 100 d'argent, on ajoute 4 p. 100 de sel; à ceux avec une teneur de 0,13 à 0,23 p. 100 de métal précieux, on en ajoute 4,5 p. 100. Le chlorure de sodium est répandu aussi uniformément que possible sur la torta et ensuite incorporé dans celle-ci par pelletage. Afin de produire un contact aussi intime que possible entre le sel et le minerai, on fait piétiner la torta par des mulets ou des chevaux, au nombre de 8 à 25, suivant la grandeur de cette dernière. Il faut 16 mulets pour une torta de 60 tonnes, et 25 pour une de 100 tonnes¹. Pour ce piétinement, dit *trituration*, la bouillie de minerai doit avoir une consistance telle que les animaux pénètrent facilement jusqu'au fond de la torta et que leurs pieds puissent aussi en être retirés avec facilité. Les trous faits par les pieds des animaux doivent se refermer au bout de quelques secondes seulement. La torta est piétinée pendant le jour durant un espace de temps de plusieurs heures avec plusieurs interruptions. Dès que les animaux sont au repos, le tas est brassé à la pelle. Dans la matinée du jour suivant, la torta est encore piétinée pendant plusieurs heures et brassée; l'incorporation du sel est alors terminée. On désigne sous le nom de *repaso* le piétinement de la masse et son brassage à la pelle. Comme le piétinement de la torta est extrêmement fatigant pour les animaux, on a cherché à le remplacer, mais toujours sans succès, par différents dispositifs, par exemple par des roues qui sont fixées au bras transversal d'un arbre vertical. Ce dernier est mis en mouvement par un mulet marchant en dehors de la torta. A l'aide d'une tige à crémaillère et d'une roue dentée, les roues peuvent être déplacées de façon à arriver en contact avec toutes les parties du tas.

L'incorporation du sel est suivie de l'*incorporation du magistral* ou du *sulfate de cuivre*. Ce n'est que rarement que le magistral et le mercure sont incorporés en même temps.

La quantité de magistral à employer dépend de sa teneur en sulfate de cuivre et de la nature des minerais. Elle oscille ordinairement entre 0,5 et 2 p. 100 du poids des minerais. Lorsqu'on emploie le vitriol de cuivre, on en ajoute 0,20 à 0,25 p. 100 du poids du minerai, celui-ci ayant une teneur en argent de 0,09 à 0,19 p. 100.

Le magistral (ou le sulfate de cuivre) est répandu sur la torta aussi uniformément que possible à l'aide de pelles en bois, il est ensuite mélangé par pelletage avec la masse et celle-ci est piétinée comme il a été dit précédemment. La torta s'échauffe alors par suite de la réaction du sulfate de cuivre sur le chlorure de sodium, elle prend une couleur plus foncée et devient plus poreuse.

Dans la plupart des usines, l'*incorporation du mercure* dans la torta suit immédiatement celle du magistral. Dans quelques usines, le mercure est incorporé *en même temps* que le magistral. La méthode consistant à abandonner à elle-même la torta pendant quelques jours après l'incorporation du magistral, afin de donner plus de temps à la formation du chlorure d'argent par la réaction du chlorure de cuivre, et à n'incorporer le mercure qu'une fois ce temps écoulé, n'a pas été trouvée convenable et elle a été abandonnée, parce que le rendement en argent était beaucoup plus faible que lorsqu'on incorpore le mercure immé-

¹ Laur, *Métallurgie de l'argent au Mexique*. Annales des Mines. Série 6, t. XX, p. 65.

diatement après le magistral. Cela tient à ce que l'argent qui existe à l'état *natif* dans les minerais est extrait par le mercure seul et d'autant plus complètement qu'il reste en contact avec lui pendant un temps plus long, à ce que lorsque le magistral et le sel réagissent l'un sur l'autre il se forme de grandes quantités de bichlorure de cuivre et de perchlorure de fer, qui, si elles sont en excès, transforment le mercure en protochlorure et enfin à ce que la réaction principale dans la torta ne commence en général qu'une fois l'addition du mercure effectuée. La décomposition proprement dite des combinaisons d'argent ne doit par conséquent commencer qu'après l'addition du mercure.

La *quantité du mercure* à incorporer s'élève en général à 6-8 kilogr. par kilogramme d'argent contenu dans le minerai de la torta. (Suivant *Clément*, on n'emploierait à Zacatecas qu'une quantité de mercure égale à trois fois seulement celle de l'argent.) Dans beaucoup d'usines, on ajoute d'abord $\frac{2}{3}$ de la quantité totale du mercure, dans d'autres les $\frac{3}{4}$, dans d'autres encore beaucoup moins que les $\frac{2}{3}$. Le reste est ajouté suivant les besoins.

Le mercure est disséminé sur la torta en globules aussi petits que possible. Dans ce but, un ouvrier se promène sur la torta avec un sac en toile à voiles contenant environ 4 à 6 kilogrammes de mercure et il fait tomber ce dernier sous forme d'une pluie fine à travers les pores du sac. Immédiatement après l'addition du mercure, la torta est piétinée pendant plusieurs heures et pelletée pendant le repos des mulets. Ces derniers, au nombre de 8 tout au plus, sont ordinairement attachés par quatre et conduits par un homme placé au milieu de la torta, qui les dirige de façon à leur faire piétiner tous les points de celle-ci. Lorsque le mercure a pénétré dans la masse, on fait une addition de magistral ou de sulfate de cuivre, que l'on incorpore également dans la torta. A la place de ces corps, on ajoute quelquefois une solution chaude de sulfate de cuivre. La quantité de ces additions dépend de l'appréciation du maître amalgameur. Ce dernier se rend compte de la marche de l'opération en prélevant plusieurs fois par jour des échantillons sur la masse et détermine ainsi la quantité de mercure et de magistral ou de sulfate de cuivre qu'il faut encore ajouter, ainsi que le nombre et la durée des repas qui sont encore nécessaires. La règle est de *faire piétiner la torta plusieurs fois par jour*, afin que l'argent offre toujours une surface nouvelle à l'action du mercure. Autrement, l'argent se recouvrirait d'un enduit d'amalgame solide, qui empêche l'action ultérieure du mercure sur le métal précieux.

Suivant l'amalgamabilité des minerais, le mode de travail et l'habileté du maître amalgameur, ainsi que suivant les conditions atmosphériques, le *traitement de la torta* dure 5 à 6 semaines, et même quelques mois, si les conditions sont défavorables. On considère l'amalgamation comme terminée, lorsque l'essai indique que 75 p. 100 au moins de la teneur en argent de la torta sont extraits.

En marche normale, l'amalgamation progresse dans le premier temps beaucoup plus rapidement que plus tard. Ainsi par exemple, les essais effectués sur une torta, à *Guanaxuato au Mexique*¹, ont montré que de l'argent extrait de celle-ci il était amalgamé 92,79 p. 100 au bout de 12 jours, 97,55 p. 100 au bout de 25 jours, 99,10 p. 100 au bout de 18 jours et 100 p. 100 au bout de 33 jours.

Les *essais*, d'après lesquels le maître amalgameur détermine quels sont les réactifs qui doivent être incorporés dans la torta et la manière dont le travail

¹ Laur, *loc. cit.*

doit être conduit, sont ordinairement effectués trois fois par jour sur des échantillons prélevés à l'aide d'une cuiller en corne dans les différents points du tas. Le poids d'une prise d'essai est de 250 gr. environ. Les échantillons sont lavés dans une cuiller en corne ou dans une écuelle en terre (nommée *platillo*) de 0^m,18 de diamètre et de 0^m,02 de profondeur. En imprimant aux appareils de lavage un mouvement de rotation, les parties légères montent à la surface, tandis que les parties lourdes se déposent au fond du vase en anneaux concentriques, suivant leur poids spécifique. Au milieu du fond se trouve le mercure non encore attaqué, vient ensuite un anneau d'amalgame (*ceja*), puis un anneau de sulfures d'argent noir non encore décomposés, puis un anneau de pyrite et finalement un anneau de mercure transformé en poudre grise.

Si le mercure a un aspect mat et une couleur gris de plomb, la torta contient trop de magistral, *elle est trop chaude (caliente)*. Il s'est par suite formé trop de bichlorure de cuivre ou de perchlorure de fer, ce qui entraîne des pertes en mercure par formation de protochlorure de mercure. Dans ce cas, on abandonne la torta à elle-même pendant plusieurs jours, ou bien on y ajoute de la cendre de bois, de la chaux en poudre ou du cuivre de ciment à l'état pulvérulent. La cendre et la chaux précipitent des carbonates, ou des hydroxydes du magistral ou des chlorures, tandis que le bichlorure de cuivre et le perchlorure de fer sont transformés en protochlorures par le cuivre. Le zinc et le fer agissent de la même manière que ce dernier.

Si le mercure paraît brillant et complètement inattaqué ou s'il offre une légère teinte jaune, l'opération marche trop lentement, la torta *est trop froide (frio)*. On active alors les réactions en faisant piétiner la torta ou en ajoutant du sel et du magistral et la faisant ensuite piétiner.

Lorsque la *marche de l'opération est normale*, l'amalgame, *limadura de plata*, forme des écailles minces, qui avec les doigts peuvent facilement être réunies, en laissant écouler du mercure, en une masse sèche ou *pasilla*. Si sous les doigts la masse se résout complètement en gouttelettes, le mercure n'a pas encore agi pendant un temps suffisant et l'amalgame contient trop peu d'argent. Si, au contraire, elle est dure et cristalline et ne laisse pas échapper de mercure lorsqu'on la presse entre les doigts, elle est trop forte (*fuerte*). Dans ce cas, la torta manque de mercure et il faut en ajouter.

Avec les différents minerais et dans les différentes localités, ces phénomènes ne se produisent pas toujours de la même manière. Il arrive aussi, que malgré les résultats favorables donnés par l'essai, l'opération ne marche pas ; dans ce cas, lorsque le temps est chaud, une addition de chlorure de sodium est souvent favorable. Le moyen le plus sûr pour s'assurer de la bonne marche des réactions est toujours la détermination de la quantité d'argent restée dans les minerais.

Les réactions dans la torta sont influencées non-seulement par les défauts de proportions des réactifs ajoutés, mais encore par la température et les conditions atmosphériques. Une température élevée favorise l'amalgamation, tandis qu'une température basse la ralentit et peut, si elle descend jusqu'à 0°, l'arrêter tout à fait. Les pluies étendent les solutions salines contenues dans la torta et rendent, par suite, nécessaire une augmentation de la dose du magistral.

Pour favoriser l'amalgamation dans les régions froides, on a bien eu recours à la chaleur, en procédant de la manière suivante : lorsque la moitié de l'argent était amalgamé, on transportait la torta, du patio recouvert d'un toit, dans un local sous le sol duquel se trouvaient des carnaux communiquant avec un foyer ;

dans ce local (*estufa*), la torta était chauffée pendant trois jours et ensuite retournée sur le patio, où l'amalgamation était terminée. On augmentait ainsi le rendement en argent, mais il se produisait des pertes en mercure si grandes que l'on dut abandonner le procédé.

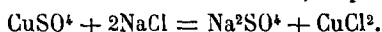
L'amalgamation de la torta étant terminée, on *ajoute* encore, afin de fluidifier et de rassembler l'amalgame ainsi que le mercure dispersé et réduit en poudre grise, une *grande quantité de mercure*, que l'on fait pénétrer dans la torta. Celle-ci est ensuite *lavée sans retard*, afin d'en séparer l'amalgame et le mercure. Lorsqu'on abandonne la torta à elle-même pendant quelque temps avant le lavage, il peut encore se produire des pertes d'argent par la formation d'amalgame très-finement divisé (*desecho*), sous l'influence de l'action de sels de cuivre restés indécomposés (sulfate de cuivre) ¹.

Réactions chimiques dans la torta.

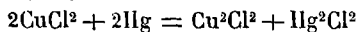
Comme on l'a déjà dit au commencement de ce chapitre, les réactions chimiques qui se passent dans le procédé du patio ne sont pas encore déterminées avec une certitude suffisante. Un vaste champ reste donc encore ouvert aux recherches des métallurgistes. Bien qu'une partie importante des réactions qui se produisent dans la torta ait été déterminée à la suite des travaux de *Karsten*, de *Boussingault* ², de *Grützner* ³, de *Bowring*, d'*Uslar*, de *Laur*, d'*Huntington* et de *Rammelsberg* ⁴, les opinions de ces savants sont cependant divergentes en ce qui concerne le processus et l'étendue de ces réactions, ainsi que relativement à la nature de certaines d'entre elles. Les avis sont partagés principalement sur la question de savoir, si en général la *formation du chlorure d'argent prend ou ne prend pas un grand développement*, si le *protochlorure ou le bichlorure de cuivre joue le rôle principal dans la formation du chlorure d'argent*, enfin si le *bichlorure de cuivre produit aux dépens du protochlorure joue ou ne joue pas un rôle capital dans la décomposition des minerais*.

Nous pouvons admettre comme tout à fait certaines les réactions suivantes ;

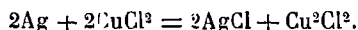
1. Le sulfate et le chlorure de sodium se décomposent mutuellement sur le patio en bichlorure de cuivre et sulfate de sodium, d'après l'équation :



2. Le bichlorure de cuivre est transformé par le mercure aussi bien que par l'argent natif qui peut être contenu dans les minerais en protochlorure de cuivre, d'après les équations :



et



(Le bichlorure de cuivre est aussi transformé en protochlorure par le cuivre et le sous-sulfure de cuivre qui existent dans la torta. Du protochlorure de cuivre prend en outre naissance aux dépens du bioxyde de cuivre et du perchlore de fer, qui peuvent se trouver dans la torta.)

L'opinion, suivant laquelle il se produit du protochlorure de cuivre lors de

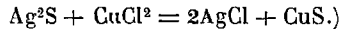
¹ Egleston, *Silver, Gold and Mercury*, t. 1, p. 298.

² *Annal. de chimie et de physique*, t. LI, p. 337 (1834).

³ Grützner, *Die Augustin'sche Silberextraction*, 1851.

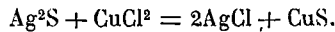
⁴ Percy-Rammelsberg, *Metallurgie des Silbers und des Goldes*. — *Preuss. Minist.-Zeitschrift*, t. XXIX, p. 191.

l'action de bichlorure de cuivre sur du sulfure d'argent n'est *pas* justifiée, d'après les recherches récentes de *Rammelsberg*. Dans la réaction du bichlorure de cuivre sur le sulfure d'argent, il ne se forme, outre du chlorure d'argent, que du sous-sulfure de cuivre, d'après l'équation :

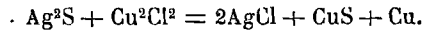


3. Le sulfure d'argent est transformé en chlorure par le bichlorure aussi bien que par le protochlorure de cuivre.

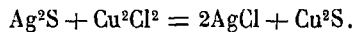
(Le bichlorure de cuivre produit la transformation en chlorure d'argent d'après l'équation qui vient d'être donnée :



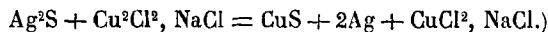
D'après les recherches récentes de *Rammelsberg*, le protochlorure de cuivre dissous dans le sel marin agit sur le sulfure d'argent de telle façon qu'il se forme du chlorure d'argent, du monosulfure de cuivre et du cuivre métallique, d'après l'équation :



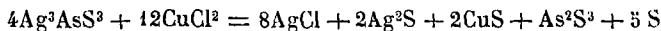
Les résultats des recherches de *Rammelsberg* s'accordent avec ceux qu'a obtenus *Boussingault*, avec cette différence que ce dernier admettait la formation de sous-sulfure de cuivre, d'après l'équation :



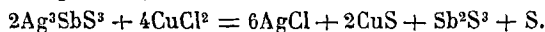
D'après les recherches de *Laur*, il ne se forme pas de chlorure d'argent lors de la réaction de protochlorure de cuivre sur du sulfure d'argent *en présence de mercure*, mais il se sépare de l'argent métallique, avec production simultanée du protosulfure et du bichlorure de cuivre, d'après l'équation :



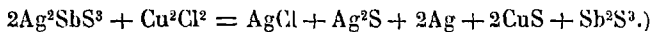
4. Le sulfure d'argent dans des *combinaisons sulfurées complexes* (sulfures d'argent et d'arsenic, sulfures d'argent et d'antimoine) est transformé par le bichlorure de cuivre en chlorure d'argent, par le protochlorure de cuivre soit en chlorure d'argent soit en chlorure d'argent et argent métallique. (D'après les recherches de *Rammelsberg*, lorsqu'on se sert de *bichlorure de cuivre*, la proussité est décomposée d'après l'équation :



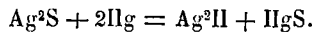
et la pyrargyrite d'après l'équation :



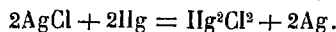
Dans la décomposition de la pyrargyrite par le *protochlorure de cuivre*, la réaction a lieu, d'après les recherches de *Rammelsberg*, suivant l'équation :



5. Le sulfure d'argent en combinaisons simples ou complexes est transformé par le mercure en argent ou amalgame et sulfure de mercure, d'après l'équation :



6. Le chlorure d'argent est converti par le mercure en protochlorure de mercure et l'argent est séparé à l'état métallique, d'après l'équation :



7. L'argent contenu dans les minerais à l'état *natif* n'est transformé que superficiellement en chlorure et en majeure partie amalgamé directement par le mercure.

D'après *Rammelsberg* (et d'après *Karsten* et *Sonneschmidt*), le bichlorure de cuivre qui s'est produit par la réaction du chlorure de sodium sur le sulfate de cuivre, transforme en chlorure d'argent une grande partie du sulfure d'argent contenu dans des combinaisons simples et complexes, ainsi qu'une petite portion de l'argent existant à l'état natif. Le protochlorure de cuivre, qui a pris naissance par suite de l'action du mercure et de l'argent sur le bichlorure de cuivre, ne convertit en chlorure d'argent qu'une très-faible partie du sulfure d'argent, parce que ce sel au contact de l'air se change très-rapidement en oxychlorure et que dans cet état il n'exerce plus aucune action. Du chlorure d'argent, l'argent est séparé par le mercure, avec formation du protochlorure de mercure, et converti en amalgame par une autre portion de mercure.

Une autre partie importante du sulfure d'argent en combinaisons simples et complexes est décomposée par le mercure, avec séparation d'argent et formation de sulfure de mercure. L'argent séparé, ainsi que la majeure partie de celui qui existe à l'état natif, est converti par le mercure en amalgame.

Tout l'argent ne résulte pas de l'action du mercure sur le chlorure d'argent, car pour une pareille décomposition 400 parties de mercure seraient nécessaires pour 216 parties d'argent, tandis qu'en réalité la perte totale en mercure dans le procédé du patio, y compris les pertes mécaniques assez considérables, s'élèvent à une fois et demie la quantité de l'argent extrait.

D'après les recherches de *Boussingault*, de *Bowring*, d'*Uslar*, de *Grützner* et de *Laur*, ce n'est pas au bichlorure mais au protochlorure de cuivre qu'appartient le rôle principal dans l'amalgamation sur le patio.

Boussingault admet que le sulfure d'argent en combinaisons simples et complexes n'est transformé par le protochlorure de cuivre qu'en chlorure d'argent et qu'ensuite ce dernier est décomposé par le mercure, tandis que les autres métallurgistes cités contestent la formation de chlorure d'argent et admettent une séparation directe d'argent métallique par le protochlorure de cuivre (en présence d'oxygène ou d'argent métallique).

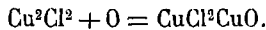
Le protochlorure de cuivre se forme, comme il a été expliqué précédemment, par l'action de mercure, d'argent métallique qui peut exister dans les minerais, d'amalgames du cuivre, du zinc, ou par l'action de ces métaux eux-mêmes, qui fréquemment sont incorporés dans la torta, sur le bichlorure de cuivre, en outre par l'action de bichlorure de cuivre sur le sous-sulfure de cuivre qui peut se trouver dans les minerais, par la décomposition mutuelle de bioxyde de cuivre et de protochlorure de fer, ce dernier résultant de la décomposition du sulfate ferreux contenu dans le magistral par le chlorure de sodium,

Voici maintenant quelles sont, d'après *Boussingault*, les réactions qui se passent dans la torta.

Lorsqu'on mélange du sel et du magistral, il se forme du bichlorure de cuivre, qui cependant ne peut agir que dans une très-faible mesure sur le sulfure d'argent, parce qu'il est réduit par le mercure en protochlorure de cuivre. Ce dernier se dissout dans la lessive de chlorure de sodium, pénètre la masse du minerai et transforme le sulfure d'argent des sulfures simples et complexes en chlorure d'argent, avec formation simultanée de sulfure de cuivre ou, suivant *Rammelsberg*, de mono-sulfure de cuivre et de cuivre. Le chlorure d'argent se dissout dans la lessive de sel marin, de laquelle l'argent est séparé à l'état métallique par le mercure, avec production de protochlorure de mercure, et amalgamé par une autre quantité de ce dernier.

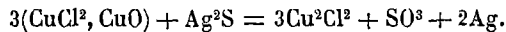
Bowring, Uslar et Grützner admettent que le *protochlorure de cuivre*, produit comme il a été indiqué précédemment, joue le rôle principal dans l'amalgamation, qu'en général il ne se forme pas de *chlorure d'argent*, mais que le *protochlorure de cuivre*, en présence d'*oxygène*, sépare à l'état métallique l'argent du sulfure d'argent.

Suivant *Bowring* et *Uslar*, le *protochlorure de cuivre* se combine avec l'*oxygène* de l'air en donnant naissance à de l'*oxychlorure de cuivre*, d'après l'équation :



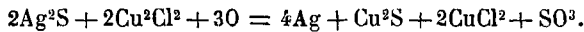
L'*oxychlorure de cuivre* séparerait du sulfure d'argent de l'argent métallique, avec formation de *protochlorure de cuivre*. Les autres réactions indiquées prouvent, en tout cas, une connaissance très-imparfaite des processus chimiques, le soufre du sulfure d'argent devant être oxydé par l'*oxygène* de l'*oxychlorure de cuivre* et transformé en acide sulfureux, qui de son côté avec de nouvelles quantités d'*oxygène* et d'*oxychlorure de cuivre* doit dégager du chlore du chlorure de sodium. Le chlore à son tour doit transformer le *protochlorure de cuivre* en *bichlorure*.

D'après *Stölzel*¹, si l'on fait abstraction des réactions chimiques impossibles qui viennent d'être citées, le processus aurait lieu conformément à l'équation suivante :

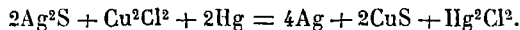


Il se produirait donc, avec de l'acide sulfurique, du *protochlorure de cuivre*, qui en absorbant de l'*oxygène* atmosphérique serait de nouveau converti en *oxychlorure de cuivre*.

Suivant *Grützner*², il ne se forme pas d'*oxychlorure de cuivre*, mais le *protochlorure de cuivre*, en présence d'*oxygène*, sépare, du sulfure d'argent, de l'argent métallique, avec production de sous-sulfure de cuivre, de *bichlorure de cuivre* et d'acide sulfurique, d'après l'équation :



D'après *Laur*, le *protochlorure de cuivre* sépare, du sulfure d'argent, de l'argent métallique sans le concours de l'*oxygène*, mais en présence de mercure et de sel marin, avec formation simultanée de mono-sulfure de cuivre et de *protochlorure de mercure*. *Stölzel* a donné de cette réaction l'équation suivante :



L'opinion de *Laur*, sur les réactions qui se passent dans la torta, repose sur ce fait, que la réaction principale ne commence que lorsque le mercure a été incorporé dans la masse, ainsi que sur une série d'expériences effectuées par ce métallurgiste. Ces expériences ont montré qu'une solution de sulfate de cuivre et de sel marin, au contact de cuivre aussi bien que de mercure, décomposait le sulfure d'argent naturel, de telle façon qu'au bout de peu de temps l'argent était séparé à l'état métallique, en même temps qu'il se formait du sulfure de cuivre ou du sulfure de cuivre et du *protochlorure de mercure*. Mais la décomposition rapide du sulfure d'argent cessait, lorsque le contact de ce dernier avec le cuivre ou le mercure était supprimé.

Le monosulfure de cuivre formé par la décomposition du sulfure d'argent peut, par l'action de l'air, être converti en sulfate de cuivre, qui est transformé

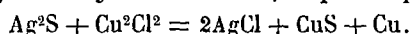
¹ *Metallurgie, Silber*, p. 1235.

² *Die Augustin'sche Silberextraction*, 1851.

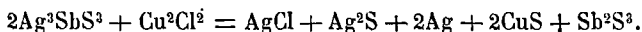
par le chlorure de sodium en bichlorure de cuivre. Aux dépens de ce dernier, le mercure donne naissance à une nouvelle quantité de protochlorure de cuivre. Celui-ci ne se transforme pas en oxychlorure, parce qu'immédiatement après sa formation il réagit sur le sulfure d'argent.

Des opinions qui viennent d'être exposées relativement aux réactions qui se passent dans la torta, il résulte : 1^o qu'on ne sait pas encore jusqu'à quel point le bichlorure et le protochlorure de cuivre participent à la décomposition des minerais d'argent ; 2^o que jusqu'à présent il n'a pas encore été répondu à la question de savoir jusqu'où va la transformation en chlorure de l'argent des combinaisons sulfurées simples et complexes, ainsi que sa séparation à l'état métallique des composés en question sans production préalable de chlorure d'argent et 3^o qu'on ne connaît ni résultats de recherches, ni expériences relativement au mode d'action du bichlorure de cuivre sur les sulfures métalliques de la torta.

Suivant l'opinion de l'auteur, il se forme d'abord du bichlorure de cuivre aux dépens du sel marin et du sulfate de cuivre. Mais comme ce sel ne décompose que très-lentement le sulfure d'argent, on devrait attribuer au *protochlorure de cuivre* le rôle principal dans la décomposition des combinaisons de l'argent, puisque dans la torta la réaction proprement dite ne commence qu'après l'*incorporation du mercure* (ou après la réduction du bichlorure de cuivre en protochlorure par le mercure) et que le *protochlorure de cuivre*, comme le démontre le procédé Kröhnke, *exerce très-rapidement son action décomposante sur les combinaisons de l'argent*. Comme le protochlorure de cuivre se convertit au contact de l'air *assez rapidement en oxychlorure*, il doit *immédiatement après sa formation* faire sentir son action décomposante sur les minerais d'argent. D'après les observations et les recherches de *Laur*, il est *probable* qu'avec le mercure et le sulfure d'argent il se transforme en argent métallique, sulfure de mercure et bichlorure de cuivre, réaction dans laquelle, suivant les recherches de *Rammelsberg* et de *Boussingault*, on doit cependant aussi admettre la *transformation d'une partie du sulfure d'argent en chlorure*, d'après l'équation :



La possibilité de la formation de chlorure d'argent à côté d'argent métallique est démontrée par les recherches de *Rammelsberg*, relatives à la réaction du protochlorure de cuivre sur la pyrargyrite, réaction qui se passe d'après l'équation :



Une partie du sulfure d'argent est décomposée par le mercure ; l'argent métallique contenu dans les minerais est partie transformé en chlorure d'argent par le bichlorure de cuivre, qui est alors réduit en protochlorure, partie amalgamé directement par le mercure. Le chlorure d'argent est décomposé par le mercure ; l'argent ainsi séparé est amalgamé par une autre partie de mercure.

Une explication plus exacte des réactions qui se passent dans la torta, surtout de l'extension de chacune d'elles, ainsi que du rôle que joue l'oxychlorure de cuivre, et enfin des différentes réactions secondaires doit être réservée pour de nouvelles recherches.

Séparation de l'amalgame des minerais amalgamés.

La séparation de l'amalgame et du mercure des minerais amalgamés est effectuée par *lavage de la torta* dans des cuves ou des caisses.

Les cuves, qui sont munies d'un *agitateur* mû par la force animale, méritent de beaucoup la préférence sur les caisses. Elles sont en bois ou en maçonnerie et sont établies sur le sol de l'usine ou dans ce dernier.

On ajoute à la *torta* la quantité d'eau nécessaire et on fait tourner l'agitateur pendant quelques heures ; on laisse ensuite les parties lourdes se déposer et par des ouvertures établies à une distance convenable au-dessus du fond de la cuve, on fait écouler le liquide avec les particules plus légères dans une seconde cuve et souvent dans une troisième et même une quatrième cuve. La disposition

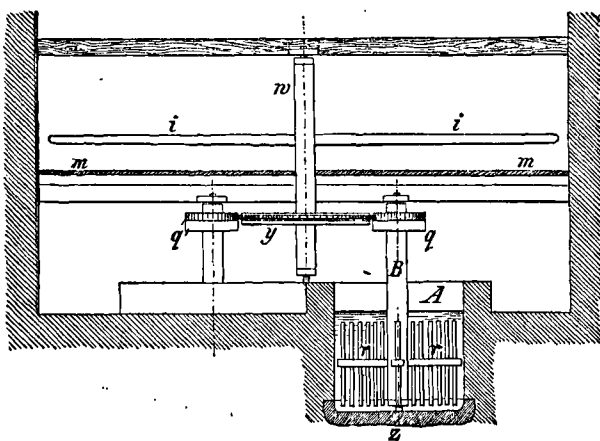


Fig. 432. — Cuve en maçonnerie pour le lavage de l'amalgame (extraction de l'argent par le procédé du patio).

d'une ancienne cuve, établie au-dessous du sol de l'usine et munie d'un agitateur mis en mouvement par des mulets, est représentée par la figure 432 ¹.

A est la cuve en maçonnerie (*tina*), dont le fond consiste en un bloc de porphyre. *r, r* sont les bras en bois de l'agitateur fixés à l'arbre B ; *w* est l'arbre principal mû par des mulets et qui au moyen de la roue *y* met en mouvement les arbres *q* et *q'* des agitateurs de deux cuves établies l'une à côté de l'autre. *m* est la piste pour les mulets, qui sont attelés aux bras *i, i*. Dans une pareille cuve, on lave en une heure 2300 kilogr. de *torta*. L'amalgame se dépose au fond de la cuve, d'où il est enlevé par puisage.

Le lavage dans une installation comprenant quatre cuves est effectué, par exemple, à l'*Hacienda de Rocha*, près *Guanaxuato*. La majeure partie de l'amalgame se rassemble dans la première cuve ² et la dernière portion restée dans le liquide trouble se dépose dans la quatrième cuve. Le trouble s'écoulant de celle-ci dépose son schlamm dans un réservoir particulier. Ce schlamm est lavé et fournit un schlich riche en pyrite avec une teneur en argent s'élevant jusqu'à ³ p. 100. En 24 heures, on lave 600 quintaux (1 quintal = 46,01 kilogr.) de

¹ Percy, *Silver and Gold*, p. 622.

² Percy, *ibid.*, p. 623.

torta. L'amalgame resté dans les cuves est encore mélangé avec des particules lourdes de minerai et est, en vue de la séparation de ces dernières, lavé dans des écuelles en bois (*bateas*), qu'un ouvrier secoue dans un grand réservoir plein d'eau. Afin d'éliminer les dernières particules de minerai, on traite l'amalgame dans une auge en pierre avec du mercure et on enlève les particules qui sont rassemblées à la surface du mercure, en essuyant celle-ci avec un morceau de flanelle. On lave ensuite l'amalgame avec de l'eau, jusqu'à ce que sa surface soit parfaitement brillante.

La disposition d'une *caisse à lavage*, dans laquelle le schlamm qui y est introduit est brassé par les pieds des ouvriers, est mise en évidence par les figures 433 à 435. Cette caisse, nommée *lavadero*, a 2^m de longueur, 0^m,50 de largeur et

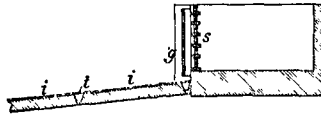


Fig. 433. — Caisse à laver l'amalgame ou lavadero (extraction de l'argent par le procédé du patio); coupe verticale suivant CD de la figure 435.

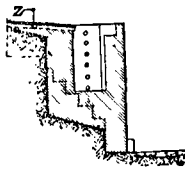


Fig. 431. — Caisse à laver l'amalgame ou lavadero; coupe verticale suivant AB de la figure 435.

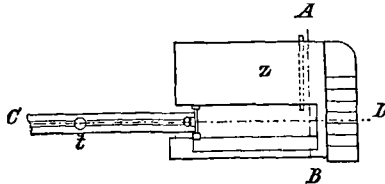


Fig. 435. — Caisse à laver l'amalgame ou lavadero; coupe horizontale.

1^m de profondeur; elle est en maçonnerie revêtue de ciment, excepté sur son côté antérieur, qui est en bois et percé de trous *s*, ayant chacun 5^{cm} de diamètre et que l'on peut boucher avec des tampons en bois. Devant ces trous, se trouve une gouttière verticale *g*, par laquelle les schlamms écoulés par les trous en question se rendent dans une autre gouttière inclinée *i*. Sur le fond de celle-ci existent plusieurs cavités (*t*) contenant du mercure, dans lesquelles est recueilli le mercure ou l'amalgame entrainé.

Cette caisse ayant été à moitié remplie d'eau, deux ouvriers y descendent et y introduisent peu à peu un tiers du schlamm qui se trouve sur le plan incliné *s*. On fait arriver en même temps que le schlamm une nouvelle quantité d'eau, de façon à remplir la caisse jusqu'au trou le plus élevé. A l'aide de leurs pieds, les ouvriers maintiennent la masse dans un mouvement continu. Pendant que les parties les plus lourdes de la torta se rendent au fond de la caisse, on fait écouler

les plus légères avec l'eau par le trou supérieur et l'on fait toujours arriver une quantité d'eau égale à celle qui s'est écoulée. En sortant de la caisse, le liquide tombe dans la gouttière *g*, et arrive dans la gouttière *i*, de laquelle, en passant par les cavités *t*, qui retiennent le mercure et l'amalgame entraînés, il se rend dans les bassins de dépôt. De temps en temps, on fait aussi écouler une partie du liquide par les trous inférieurs. On n'évacue l'amalgame qu'après le lavage de toute la torta, ce que l'on fait en arrêtant l'afflux de l'eau, ouvrant les trous les uns après les autres (de haut en bas) et recueillant l'amalgame qui en sort.

Les parties séparées de la torta contiennent encore ordinairement des particules de minerai, dont l'argent a échappé à l'amalgamation. C'est pour cela qu'elles sont soumises à un lavage dans des appareils ordinairement très-simples,

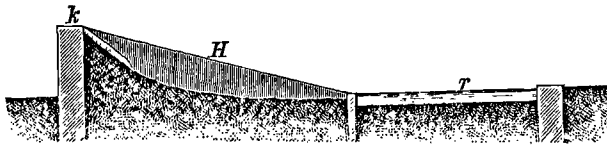


Fig. 436. — Planilla ou appareil pour le lavage du schlamm de minerai provenant du lavage de l'amalgame (extraction de l'argent par le procédé du patio) ; coupe verticale.

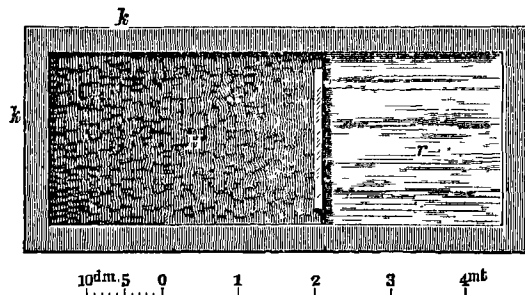


Fig. 437. — Planilla ; vue supérieure.

appelés *planillas*, dont la disposition est représentée par les figures 436 et 437. La planilla consiste en une aire *H*, faite avec de la marne ou du schlamm fin de minerais battus dans un cadre en bois ou en maçonnerie ; cette aire a 3^m,50 de longueur sur 2^m,30 de largeur, et à son extrémité inférieure se trouve un bassin *r*, rempli d'eau. Le schlamm de minerai est réuni en tas sur le sommet *k* de l'aire et sur ceux-ci on verse de l'eau à l'aide d'une cuiller en corne contenant environ 1/4 litre. Les parties légères sont alors entraînées vers le bas de l'aire, tandis que les parties lourdes restent sur place. Au bout de quelque temps, les parties les plus légères qui se sont rassemblées sur l'aire à 1 mètre en avant du bassin *r* sont enlevées et rejetées, tandis que les parties qui se trouvent plus en avant sont reportées aux tas sur le sommet de l'aire, après quoi le lavage recommence comme il vient d'être dit. On obtient finalement comme produit du lavage un tas de sulfures argentifères noirs, nommé *polvillo*. Ces sulfures sont soumis à un nouveau lavage dans des écuelles en bois ayant la forme d'un cône tronqué renversé de 0^m,62 de diamètre supérieur et de 0^m,40 de profondeur ; cette opération consiste à agiter les matières avec de l'eau dans ces

vases et à les laisser ensuite se déposer, après quoi on décante l'eau. Le dépôt est formé de trois couches. La supérieure se compose principalement de sable et est rejetée. Au-dessous se trouvent des sulfures pauvres, nommés *colas*, qui sont grillés et ensuite ajoutés dans une nouvelle torta. La couche inférieure est formée de sulfures riches en argent et d'une petite quantité d'amalgame. Les sulfures riches sont expédiés en Europe ou bien emplombés, s'ils renferment de la galène. Les pyrites aurifères et argentifères et en même temps cuprifères, que l'on obtient lors du lavage, sont grillées et employées comme magistral.

On a, dans quelques usines, passé sur des tables circulaires les troubles s'écoulant des planillas, et on en a encore retiré par lavage un schlich contenant jusqu'à 0,2 p. 100 d'argent.

Dans quelques usines du Mexique on a, dans ces derniers temps, soumis à un grillage chlorurant les résidus de l'amalgamation, puis extrait le chlorure d'argent formé par l'hyposulfite de calcium ou de sodium et, des lessives obtenues, précipité l'argent à l'état de sulfure par le sulfure de sodium ou de calcium.

Traitement de l'amalgame.

L'amalgame est introduit dans des sacs pointus en toile à voile (*manga*) suspendus à un anneau en fer. Au-dessous de ces sacs se trouve un bassin pour recevoir le mercure qui filtre à travers la toile. Au bout de quelques heures de suspension, l'amalgame est bon à distiller.

Autrefois, dans la plupart des usines, on le comprimait dans des moules en fer et ainsi converti en pains (*bolos*) ayant la forme de secteurs. Il était ensuite distillé dans les fours à cloche, dont il sera question plus loin.

Depuis quelque temps, l'amalgame est comprimé dans des bouteilles à mercure en fer, dont le fond a été enlevé, puis distillé dans celles-ci comme il sera indiqué ultérieurement.

Les pertes en mercure dans le procédé du *patio* sont de nature chimique et de nature mécanique. Les pertes chimiques dépendent de la composition des minerais et des matières étrangères qu'ils renferment. Elles sont d'autant plus petites que la teneur des minerais en argent natif est plus grande. La perte totale en mercure, y compris la perte relativement faible qui se produit pendant la distillation de l'amalgame, a oscillé dans les différentes usines entre 0,87 et 4 kilogr. par kilogramme d'argent extrait. On peut admettre, en grande moyenne, qu'elle est égale à 1,5 parties de mercure pour 1 partie d'argent extrait. Ainsi, elle s'élevait, d'après Laur, à 1,43 part. pour 1 part. d'argent aux usines de Quebradillas et de La Granja, près Zacatecas, et à 1,65 p. à Guanajuato; d'après Silliman, à 1,65 p. à l'Hacienda nueva, près Fresnillo (Etat de Zacatecas); d'après Stetefeldt, à 1,62 part., à l'Hacienda Saucedo, près Zacatecas.

Le rendement en argent est en grande moyenne de 75 à 80 p. 100 de la teneur à l'essai des minerais. Avec les minerais blendeux, elle s'élève à environ 70 p. 100, et elle peut descendre jusqu'à 60 p. 100 avec les minerais qui contiennent des combinaisons sulfurées de l'arsenic et de l'antimoine.

Comme exemple du procédé du *patio*, nous citerons la plus grande usine du Mexique, l'Hacienda nueva, près Fresnillo, dans l'Etat de Zacatecas¹. Cette usine possède 12 bocards, 314 arrastres, des écuries pour 1500 mulets et un patio pour

¹ *Engineering and Mining Journal*, 1883, p. 394.

64 tortas de chacune 12^m,70 de diamètre. La quantité des minerais traités par semaine s'élève à 900 tonnes. De 1853 à 1862, on a traité 452264 tonnes de minerais et on en a extrait 1096281 marks d'argent (1 mark = 248 gr. 83), représentant une valeur de 9.825.598 dollars. On a consommé en chlorure de sodium 6 p. 100 et en magistral, 1,75 p. 100 du poids du minerai traité. La perte en mercure s'est élevée à 1,65 part. pour 1 part. d'argent extrait. La perte moyenne en argent a été de 19,48 p. 100 (= un rendement de 80,52 p. 100).

En dehors du Mexique, le procédé du patio n'est plus en usage que dans un petit nombre de localités de l'Amérique du Sud (*Pérou, Chili, Bolivie*). Il a été remplacé dans la plupart des usines par d'autres procédés (procédé du cazo, procédé Krönhke, procédé Francke, procédé par fusion).

Procédé de Washoe ou amalgamation humide en chaudières.

Dans ce procédé, les minerais préalablement concassés dans des broyeurs et ensuite pulvérisés dans des bocards humides, sont introduits dans des vases en fer en forme de cylindres ou de cônes tronqués peu élevés et munis de dispositifs de trituration ou d'agitateurs; dans ces vases, désignés sous le nom de *chaudières* ou *pans*, ils sont triturés ou mélangés intimement à chaud avec du mercure et de petites quantités de sulfate de cuivre et de sel marin; la majeure partie de l'argent contenu dans les minerais à l'état natif et sous forme de *chlorure* et de *sulfure* est ainsi transformée en amalgame. Les combinaisons sulfurées complexes renfermant de l'arsenic et de l'antimoine ne conviennent pas pour ce procédé et doivent, par suite, ne se trouver dans les minerais qu'en petite quantité.

L'amalgame obtenu est séparé des résidus dans des appareils de lavage particuliers ou *settlers*, puis filtré, comprimé et distillé.

Dans les chaudières, le minerai bocardé, après avoir été transformé avec de l'eau en une bouillie de la consistance voulue, est d'abord réduit en une poudre d'une finesse extrême à l'aide de dispositifs de trituration et d'agitateurs en fer et ensuite abandonné à l'action des réactifs; pendant ce temps, il est soumis à une agitation continue et chauffé à l'aide de vapeur d'eau.

Les *réactifs* qui agissent en première ligne sont le *fer* et le *mercure*; l'action du *sulfate de cuivre* et du *chlorure de sodium* est moins importante. Une partie du fer est introduite dans les minerais lors du bocardage de ceux-ci, une autre partie est fournie par les chaudières et les agitateurs.

Le principe du procédé est le suivant : *L'argent est séparé du sulfure d'argent par le mercure en présence de fer, le chlorure d'argent est décomposé par le fer et le mercure avec séparation d'argent et le mercure est à son tour séparé par le fer du protochlorure de mercure qui s'est formé. L'argent séparé comme il vient d'être dit est, avec celui qui existe à l'état natif dans les minerais, absorbé par le mercure.*

Aux dépens des réactifs ajoutés en petite quantité — sulfate de cuivre et chlorure de sodium — il se forme du *bichlorure de cuivre*, qui est réduit en *protochlorure* par le *fer* et qui alors, du sulfure d'argent et surtout des combinaisons sulfurées complexes de ce métal qui peuvent exister dans les minerais (*sulfures d'argent, d'arsenic et d'antimoine*), sépare de l'argent comme il a été expliqué à propos du *procédé Krönhke* et du *procédé du patio*.

Le bocardage est effectué dans des *bocards humides*, et c'est pour cela que le

procédé en question est aussi appelé *procédé humide d'amalgamation en chaudières* (*wet process*), par opposition au *procédé sec d'amalgamation en chaudières* (*dry process*), dans lequel les minerais sont bocardés à sec, parce que leur amalgamation en chaudières doit, à cause de leur nature réfractaire (*refractory*), être précédé d'un *grillage chlorurant*.

Outre le nom de *procédé humide*, le mode d'amalgamation dont il s'agit porte aussi celui de *procédé de Washoe*, du nom du *district de Washoe* (*Etat de Nevada*), où il a été appliqué pour la première fois (1861). Dans ce district, les chercheurs d'or, parmi lesquels *Comstock* était le plus actif, découvrirent en 1839 le filon renommé de *Comstock*, d'une puissance de 6700 mètres de longueur sur 20 mètres de largeur, lequel fut pendant longtemps le gisement d'argent le plus important du monde. Les minerais de ce filon, qui contenaient surtout du sulfure d'argent avec de l'argent et de l'or à l'état natif, furent traités par deux modes d'amalgamation différents, suivant leur teneur en argent et en or et les matières étrangères accompagnant les métaux précieux. Pour les minerais riches renfermant de grandes quantités de pyrite et de minerais de plomb et de zinc, on institua le grillage chlorurant avec amalgamation subséquente en tonneaux, comme celle qui était autrefois pratiquée à *Freiberg*. Les autres minerais étaient amalgamés en chaudières sans grillage préalable. Le premier mode de traitement fut plus tard abandonné et on le remplaça également par l'amalgamation en chaudières, sans grillage préalable.

Avec le temps, le procédé de *Washoe* est arrivé à un grand degré de perfection, non-seulement dans les usines du district de *Washoe* traitant les minerais de *Comstock*, mais encore dans d'autres établissements des Etats-Unis (*Montana*, *Colorado*).

Les principales usines du district de *Washoe* sont les *Consolidated Virginia Mill* et *California Mill*, près *Virginia City*.

Il est indispensable que les minerais à traiter par le procédé de *Washoe* ne contiennent pas de grandes quantités de combinaisons de l'argent avec les sulfures de l'antimoine et de l'arsenic, ainsi que de galène et de blende. De petites quantités de combinaisons sulfurées complexes de l'argent sont décomposées par le protochlorure de cuivre formé aux dépens des réactifs ajoutés. La galène et la blende sont également décomposées par ce sel.

Les minerais du filon *Comstock* contiennent de l'or et de l'argent natifs, ainsi que de l'argent sulfuré, de petites quantités de polybasite, de stéphanite, de pyrargyrite et de proustite, en outre du quartz, de la galène, de la blende, de la pyrite, du cuivre pyriteux, du peroxyde de fer, des oxydes de manganèse, des sulfates et carbonates de calcium, de magnésium, de cuivre et de plomb. La teneur en argent s'élève à 0,05-2,786 p. 100, celle en or à 0,001-0,57 p. 100.

La marche générale du procédé de *Washoe* est la suivante : Les minerais sont d'abord concassés dans des broyeurs et ensuite bocardés dans des bocards humides. Les troubles, sortant des bocards avec le minerai réduit en poudre fine, traversent une série de bassins dans lesquels se précipite la presque totalité de ce dernier. Les particules de minerai entraînées par le courant (2 à 10 p. 100 du minerai brut primitif), sont aussi fréquemment recueillies dans de grands bassins à schlamms et traitées avec d'autres minerais. Le minerai en poudre fine retiré des bassins est porté dans les chaudières, où il est d'abord trituré et ensuite amalgamé avec addition de mercure et de réactifs. L'amalgamation terminée, le contenu des chaudières est étendu avec de l'eau, puis vidé dans

des cuves munies d'agitateurs ; dans ces cuves, appelées *settlers*, l'amalgame est séparé par lavage des résidus de minerais, si cela n'a pas déjà eu lieu dans les chaudières. Dans quelques usines, afin de séparer les dernières particules d'amalgame et le minerai non encore décomposé, on fait encore passer le résidu dans d'autres cuves de lavage munies d'agitateurs et désignées sous le nom d'*agitateurs*.

Afin d'extraire les parties lourdes de minerai que renferment encore les résidus ou *tailings*, ceux-ci sont, au sortir des *settlers* ou des agitateurs, amenés sur de larges tables de lavage, légèrement inclinées et très-longues, ou dans de longues rigoles munies à des intervalles très-rapprochés de cavités en forme de fentes, ou bien ils sont traités dans des appareils de concentration particuliers.

L'amalgame contenu dans les chaudières et les *settlers* est débarrassé du mercure en excès par filtration dans des sacs en toile à voile pointus et il est ensuite soumis à la distillation dans des cornues en fonte horizontales.

L'amalgame dont la pureté est encore altérée par différentes matières, comme celui qui reste adhérent aux chaudières et que l'on retire en nettoyant celles-ci, ainsi que l'amalgame dur provenant des chaudières et des *settlers*, sont brassés pendant plusieurs heures avec du mercure et de l'eau dans des vases cylindriques en fer plus petits et munis d'agitateurs (*clean-up-pans* — chaudières d'épuration) et lorsque ce traitement les a rendus suffisamment fluides et purs, ils sont filtrés comme il a été déjà dit.

Dans les établissements où est appliqué le procédé de Washoe, les différents appareils sont, si c'est possible, placés les uns au-dessous des autres dans l'ordre suivant lequel se succèdent les opérations, de façon à éviter tout retour en arrière.

Le procédé de Washoe comprend les opérations suivantes :

1. La pulvérisation des minerais.
2. Le traitement dans la chaudière (*pan*) du minerai pulvérisé.
3. La séparation de l'amalgame des minerais amalgamés.
4. Le traitement de l'amalgame.
5. Le traitement des minerais amalgamés.

Pulvérisation des minerais.

Les minerais sortant de la mine sont portés sur un *crible*. Ce qui passe à travers ce dernier va directement aux bocards, tandis que les gros morceaux sont d'abord concassés dans des *broyeurs*. Les broyeurs le plus fréquemment employés sont ceux de *Blake*. On ne se sert qu'assez rarement de ceux de *Dodge*. Un seul broyeur Blake suffit pour un bocard de 60 pilons.

Les *bocards* qui sont employés dans le procédé de Washoe ont été inventés en *Californie* et ils sont connus sous le nom de *bocards californiens*.

La tige de leurs pilons ou flèche est en fer et ronde et, pendant que l'appareil fonctionne, elle tourne sur elle-même. Le mortier ou auge de bocardage est en fonte et coulé d'une seule pièce. Le sabot du pilon et la semelle sont en fonte blanche dure ou en acier, comme c'est le cas depuis quelque temps. Les tamis pour l'évacuation du produit du bocardage sont en tôle de fer ou d'acier perforée et adaptés sur l'un des longs côtés de l'auge ou même des deux longs côtés de celle-ci. Cinq pilons sont ordinairement réunis en une batterie. La tige de ces

derniers est guidée par des bottes en bois, dont une série se trouve à la partie supérieure de la charpente du bocard et une autre dans la partie inférieure de celle-ci. Le chargement du minerai est ordinairement effectué automatiquement, à l'aide de dispositifs, qui reçoivent leur mouvement des tiges des pilons.

La disposition d'un pareil bocard est mise en évidence par les figures 438 et 439.

a est la charpente de fondation, composée de fortes pièces de bois ; *p* est le

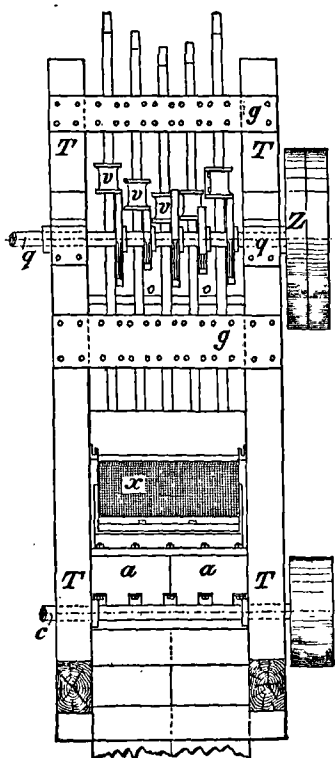


Fig. 438. — Bocard californien ; vue antérieure d'une batterie de cinq pilons.

mortier ou auge en fonte coulée, dans lequel se trouve la semelle *t* (*die* — dé). *i* est l'ouverture pour le chargement du minerai. Le produit du bocardage (les troubles) est évacué des deux longs côtés de l'auge par les tamis *x*, qui sont maintenus par les coins *h*. *y* est la flèche guidée par les bottes en bois *l*, *l*. A l'extrémité inférieure de la flèche se trouve un cylindre en fer (*head* — tête), dans lequel est fixé le sabot *s*. *u*, *u* sont les cames adaptées sur l'arbre moteur du bocard, à l'aide desquelles sont soulevés les pilons par l'intermédiaire du cylindre en fer *v* (*tappet* — buttoir ou mentonnet), dont les tiges de ces derniers sont munies. *F*, *F* sont des taquets mobiles sur l'axe *o*, qui peuvent être tournés de façon que leur pointe s'engage au-dessous du cylindre *v* et empêche ainsi la tige du pilon d'être atteinte par les cames, comme cela est nécessaire lors des réparations.

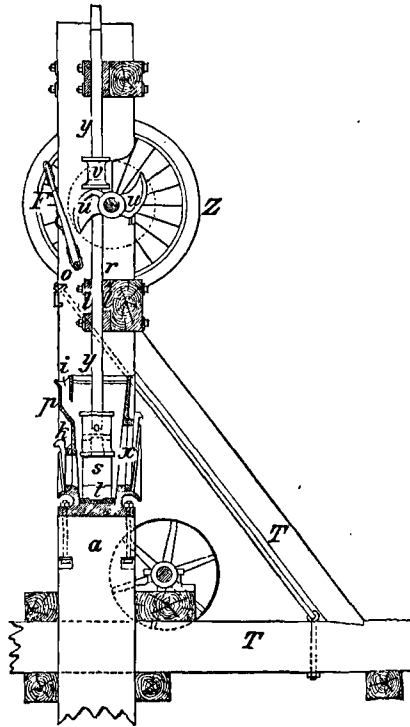


Fig. 439. — Bocard californien ; coupe verticale entre deux pilons.

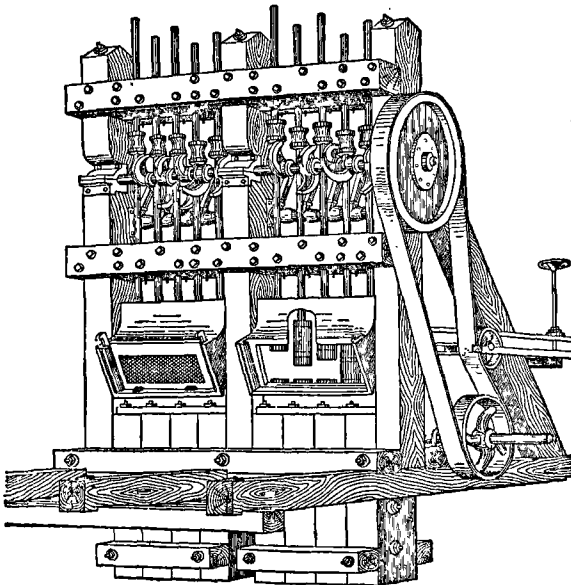


Fig. 440. — Bocard californien ; vue d'ensemble de deux batteries de cinq pilons.

q est l'arbre du bocard avec la poulie à courroie *Z*, qui est actionnée par l'arbre *c*. *T, T* sont les différentes parties de la charpente du bocard. *g, g* sont des traverses en bois, qui servent à consolider la charpente et sur lesquelles sont vissées les boîtes en bois par lesquelles sont guidées les flèches des pilons.

La figure 441 représente en perspective un bocard comme celui qui est employé dans le procédé de Washoe.

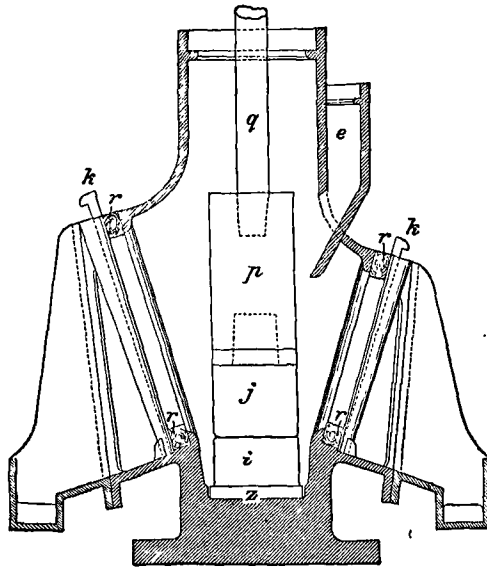


Fig. 441. — Auge de bocard californien.

Nous allons maintenant donner quelques indications plus détaillées sur les parties importantes du bocard. Les fondations de la batterie se composent de fortes pièces de bois placées verticalement et réunies à l'aide de boulons. La longueur de ces pièces, s'élève, suivant la nature du sol et la hauteur à laquelle doit être établi le bocard, à 1^m,80-3^m,60. Elles sont carrées, et ont 0^m,76 de côté. (Au Consolidated Virginia Silver Mill, la longueur est de 3^m,60 et le côté a 0^m,76).

L'auge ou mortier (*mortar*), vissée sur les pièces de fondation est tout en fonte ; elle a une longueur et une hauteur de 1^m,20 à 1^m,50 et dans la partie où sont adaptées les semelles elle a une largeur intérieure de 0^m,304. L'ouverture pour le chargement des minerais est une fente de 0^m,076 à 0^m,101 de largeur, qui a à peu près la longueur de l'auge.

Si le produit du bocardage (troubles, pulpe) n'est évacué que sur l'un des longs côtés de l'auge, l'ouverture d'évacuation se trouve sur le côté postérieur de l'auge vis-à-vis l'ouverture de chargement. Lorsque l'évacuation a lieu des deux côtés longs, ce qui augmente le rendement du bocard, l'ouverture de chargement est placée sur le côté postérieur au-dessus de l'ouverture d'évacuation.

Les ouvertures d'évacuation sont à peu près aussi longues que l'auge et ont une hauteur de 0^m,304 à 0^m,457. Les tamis qui les ferment sont fixés dans des

cadres en bois, qui de leur côté sont maintenus en place par des coins en fer doux. Une *auge de bocard* avec deux ouvertures d'évacuation est représentée par la figure 441. *r, r* sont les cadres en bois avec leurs tamis inclinés, *k, k* les coins en fer destinés à les maintenir. *e* est l'ouverture pour le chargement.

On préfère, aux tamis en toile métallique, les tamis en tôle perforée, à cause de leur durée plus longue (dans le procédé de Washoe). Le diamètre des trous est de 0^m,1 à 0^m,6.

Dans l'auge, est fixée au-dessous de chaque pilon une *semelle*, consistant en un cylindre en fonte blanche dure (désigné sous le nom de *die — dé*). Pour faciliter l'installation du cylindre sur la sole de l'auge, la base de ce dernier est munie

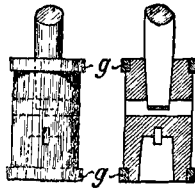


Fig. 442. — Tête (head) de la flèche du bocard californien ; vue extérieure et coupe verticale.



Fig. 443. — Tête de la flèche du bocard californien ; coupe horizontale.



Fig. 444. — Sabot de bocard californien.

d'une plaque venue de fonte avec lui et dont les angles sont abattus. Le cylindre avec sa plaque est haut de 0^m,10 à 0^m,15 et son diamètre est égal à celui du sabot (0^m,20 à 0^m,25). Dans la figure 441, *i* est le cylindre et *Z* sa plaque.

La *flèche* du pilon (*g*) est une tige ronde en fer doux tournée, de 0^m,076 à 0^m,120 de diamètre et 3^m,048 à 3^m,360 de longueur. Son extrémité inférieure pénètre dans un cylindre en fonte dure (*p*), de 0^m,203 à 0^m,250 de diamètre, sur 0^m,38 à 0^m,56 de hauteur et désigné sous le nom de *head, boss* ou *socket — tête, moyeu* ou *douille*. Dans la partie inférieure de ce cylindre, dont la disposition est représentée par les figures 442 et 443, le sabot (*j*, fig. 441) est fixé de façon à pouvoir être enlevé. *g, g* (fig. 442) sont des cercles en fer entourant le cylindre à ses extrémités inférieure et supérieure.

Le *sabot* (fig. 444) est en fonte blanche ou en acier et il se compose du sabot proprement dit *s* et de la partie conique *u*, qui vient se loger dans une cavité ménagée dans la partie inférieure de la tête du pilon. Le sabot proprement dit a 0^m,203 à 0^m,304 de diamètre et une hauteur de 0^m,127 à 0^m,152. Dès que celle-ci

est réduite par l'usure du fer à $0^m,0234$, on change le sabot, dont le poids primitif est 45 à 80 kilogr.

Le sabot est fixé dans la tête à l'aide de petits morceaux de bois plats. Ces derniers sont placés autour du cône *u* et appliqués sur celui-ci au moyen d'un fil métallique. Le cône est ensuite introduit dans la cavité correspondante de la tête ; pendant le bocardage humide, les petits morceaux de bois qui l'entourent se gonflent et le sabot se trouve ainsi fixé solidement.

Les cylindres ou *mentonnets* (*tappets*), sur lesquels viennent frapper les cames, sont en fonte et perforés pour livrer passage à la flèche, sur laquelle ils sont fixés

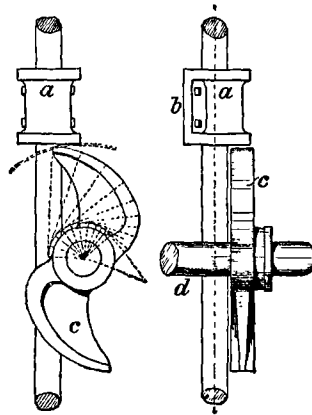


Fig. 445. Fig. 446.
Cames et buttoir de bocard californien.

à l'aide de coins chassés horizontalement dans les mortaises dont les cylindres sont munis.

Les *cames* ont deux bras et sont en fonte dure. Leur forme et leur mode d'attaque des buttoirs sont mis en évidence par les figures 445 et 446. Elles soulèvent et font tourner en même temps les pilons. *a* sont les mentonnets, *c* les cames ; *d* est l'arbre moteur de celles-ci.

Le minerai est introduit dans l'auge du bocard à l'aide de *dispositifs automatiques*. Un des dispositifs les plus fréquemment employés est celui de *Tulloch* (*Tulloch's ore feeder* — alimentateur de minerais Tulloch) ; il est représenté par la figure 447. Il se compose d'une auge à secousses B, au-dessus de laquelle se trouve la trémie d'alimentation A. Les secousses sont communiquées à l'auge B au moyen de la tige E, fixée à l'arbre D. Ce dernier reçoit son mouvement par l'intermédiaire de la tige J, qui par le levier à deux bras LL, agit sur la tige II et par celle-ci sur le bras G de l'arbre D. La tige J reçoit son mouvement des pilons du bocard, l'extrémité supérieure de J s'élevant jusqu'au-dessous du mentonnet du pilon moyen de la batterie (dans ce but les traverses inférieures supportant les boîtes de guidage sont perforées).

L'auge est ramenée dans sa position primitive par un fort ressort en acier M. L'intensité du mouvement qu'elle reçoit dépend de la quantité de minerai qui se trouve sur la semelle du bocard. Si celle-ci est couverte d'une couche épaisse de minerai, la hauteur de chute du pilon est faible et par suite le mouvement de

l'auge l'est aussi, de sorte qu'il n'arrive que peu de minerai dans l'auge. Si au contraire il n'y a que peu de minerai dans celle-ci, la hauteur de chute du pilon devient plus grande; l'auge B reçoit alors des secousses plus fortes et déverse dans le bocard une plus grande quantité de matière.

Le poids total d'un pilon varie de 350 à 450 kilogr. Le nombre des coups donnés en une minute est de 70 à 80, il va souvent jusqu'à 100. La hauteur de chute oscille entre 0^m,177 et 0^m,254. Le rendement d'un pilon en 24 heures est de 1 à 3 tonnes de minerai, suivant la dureté de celui-ci. Un pilon broie en 24 heures 2 à 3 tonnes de minerai quartzeux du filon Comstock.

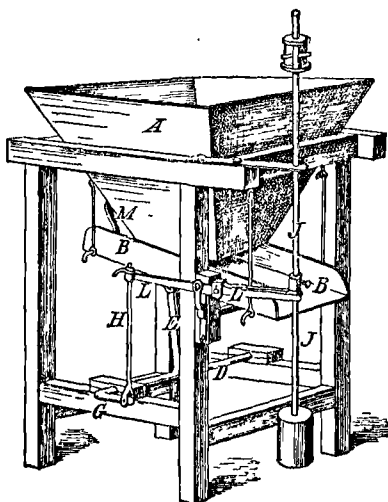


Fig. 447. — Alimentateur automatique de Tulloch.

La quantité d'eau consommée s'élève en grande moyenne par pilon et par heure à 72 gallons (1 gallon anglais = 4,543 lit.) = 327 litres.

Les troubles sont reçus dans des rigoles, qui les conduisent dans des bassins, où doit s'effectuer le dépôt des parties solides. Ces rigoles ont 0^m,152 à 0^m,203 de profondeur. Des bassins collecteurs, les troubles se rendent dans des bassins à schlamms et ensuite ordinairement dans le flux stérile. Les bassins collecteurs et ceux à schlamms peuvent être placés et vidés, sans que l'écoulement des troubles, qui sont maintenant dirigés dans d'autres réservoirs tenus tout prêts, subisse une interruption. Au *Consolidated Virginia Mill*, près *Virginia City*, dans l'Etat de Nevada (filon Comstock), les bassins collecteurs, qui sont au nombre de 42, ont chacun 2^m,74 de longueur, 1^m,52 de largeur et 0^m,914 de profondeur. Derrière chaque bassin collecteur se trouve un bassin à schlamms, offrant les mêmes dimensions.

De ces bassins, le minerai est retiré à l'aide de seaux fixés à des manches et porté dans les chaudières (*pans*).

Traitement de la poudre du minerai dans les chaudières.

Les chaudières ou *pans* sont des vases en forme de cylindres verticaux ou de cônes tronqués, d'une faible hauteur et munis de dispositifs d'agitation et de trituration. Elles sont ordinairement tout en fonte ; dans quelques cas, les parois latérales sont en bois. Autrefois, en vue d'une économie de force, on donnait au fond des chaudières la forme conique. Mais on y a renoncé et actuellement le fond est toujours plan. Le diamètre des chaudières est de 1^m,20 à 1^m,70, leur hauteur de 0^m,60 à 0^m,76.

Le dispositif de broyage et d'agitation a pour but de transformer le minerai bocardé en une fine poussière et de le mettre en contact très-intime avec le mercure et les autres réactifs ajoutés. Il se compose d'une *meule tournante* et d'une *meule dormante*.

La meule tournante, désignée sous le nom de *muller* (molette), se compose, dans sa forme la plus simple, d'un cône en fonte, dont les parois sont munies d'une série d'ouvertures et dont la base, formée d'un disque en fonte, est armée de pièces de fer épaisses de 0^m,05 à 0^m,07, appelées *sabots* (*shoes*), qui glissent sur la meule dormante. Les sabots sont au nombre de 6 au moins et pèsent chacun 250 à 400 kilogr.

Le muller est actionné par un arbre placé verticalement dans la chaudière et il peut être *élevé et abaissé*.

La *meule dormante* est établie sur le fond proprement dit de la chaudière et se compose de plusieurs pièces de fer, appelées *dies*, qui laissent entre elles des rigoles rayonnées.

Sous l'influence de la rotation du muller, qui fait 60 à 90 tours à la minute, le mercure est disséminé sur le fond de la chaudière et animé d'un mouvement qui met ses différentes particules en contact avec la pulpe de minerai. Grâce à la forme des sabots et aux ouvertures du cône du muller, il se forme des courants qui font monter la pulpe sur les côtés de la chaudière, tandis que le mercure se meut sur le fond. La pulpe qui est montée contre les parois de la chaudière redescend dans le milieu de celle-ci, arrive sous le muller, où elle est mise en contact intime avec le mercure, et elle passe ensuite entre les *sabots* et les *dies* pour se rendre vers la paroi de la chaudière et remonter de nouveau. Des *ails*, adaptées à une certaine hauteur sur les parois de la chaudière, empêchent l'ascension trop vive de la pulpe.

Les réactions qui se passent dans la chaudière sont beaucoup favorisées lorsque la température y atteint le point d'ébullition de l'eau, et c'est pour cela que l'on chauffe la chaudière au moyen de *vapeur d'eau*. On fait arriver celle-ci par le fond de l'appareil dans un espace limité par un faux fond, dont on munit la chaudière, ou bien on l'introduit directement dans cette dernière, ou bien encore on emploie les deux modes de chauffage. Actuellement, on supprime le plus souvent le faux fond et on amène de la *vapeur directe* dans la chaudière. Cette vapeur doit être empruntée directement au générateur, parce que la vapeur d'échappement des machines n'est pas convenable pour cet usage, car elle entraîne toujours avec elle des matières grasses enlevées aux machines, matières qui sont un obstacle à l'amalgamation. Mais on peut employer la vapeur d'échappement pour le chauffage du fond de l'appareil.

Les chaudières sont munies d'un couvercle en bois ou en fer, qui est traversé par un tube en fer amenant la vapeur.

Avec le temps, la disposition des chaudières a subi des modifications extrêmement variées, sans que cependant leurs principes essentiels aient été changés. Les divergences que présentent les différentes chaudières se trouvent principalement dans le nombre des sabots et leur mode de fixation au muller, dans le nombre des pièces ou *dies* qui forment la meule dormante et la manière dont

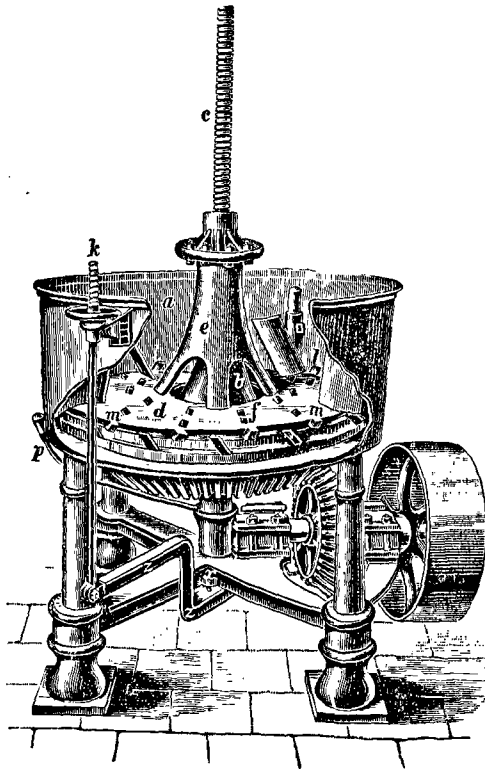


Fig. 448. — Chaudière ou pan de Wheeler en fonte.

elles sont fixées au fond de l'appareil, dans la forme du muller, ainsi que dans les dispositifs destinés à le suspendre, l'élever et l'abaisser et enfin dans la forme des ailes fixées sur les parois de la chaudière.

Nous allons maintenant décrire les chaudières les plus employées.

La plus ancienne, qui a été imaginée en 1862, la *chaudière de Wheeler*, est représentée par la figure 448.

a est la chaudière; elle est en fonte et a un diamètre 1^m,52 avec une hauteur de 0^m,609. Elle est munie d'un double fond, formant avec le fond proprement dit un espace libre pour l'introduction de la vapeur de chauffage. Le cône *b* forme une seule pièce avec le fond proprement dit, qui est venue de fonte avec lui. Il est traversé par l'arbre vertical *c*, dont la crapaudine est en *x*. Le muller *d*

est réuni à l'arbre par l'intermédiaire de la cloche *e* (*driver*), fixée sur lui à l'aide de coins. *f* sont les tenons à queue (*dovetails*), au moyen desquels les sabots sont fixés au muller. Ce mode de fixation est mis en évidence par la figure 449, dans laquelle *f, f* représentent les tenons à queue venus de fonte avec les sabots. Les tenons sont calés à l'aide de coins dans les mortaises correspondantes du muller. La meule dormante est formée de 8 pièces ou *dies*, qui sont assujetties par des tenons à queue. La distance entre le muller et la meule

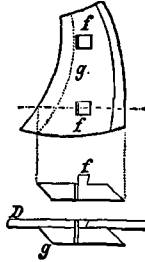


Fig. 449. — Dies ou pièces composant la meule dormante de la chaudière Wheeler.

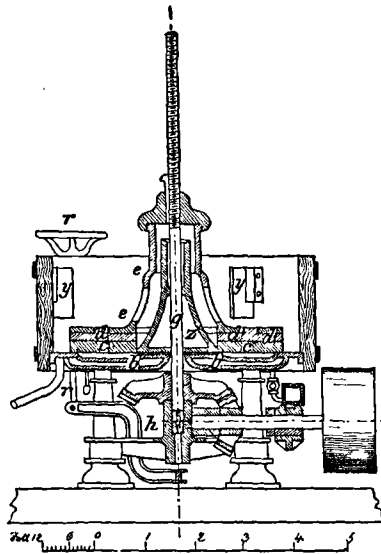


Fig. 450. — Chaudière (pan) de Wheeler avec parois latérales en bois. (Echelle en pieds anglais.)

dormante est réglée à l'aide de la roue *k*. En tournant celle-ci, on fait mouvoir le bras de levier *x*, qui agit sur la crapaudine *a* et l'arbre *c* qui repose sur cette dernière. Avec l'arbre *c*, le muller est soulevé ou abaissé. Afin de restreindre l'ascension de la pulpe et diriger celle-ci, des ailes sont fixées sur les parois de la chaudière. La pulpe monte contre les ailes, puis tombe sur le cône *b* et, coulant sur ce dernier, elle arrive sous les sabots du muller, et, passant ensuite par les intervalles qui existent entre les sabots et les pièces (*dies*) compo-

sant la meule dormante, elle se rend vers la paroi de la chaudière et monte de nouveau au-dessus du muller. L'arbre vertical *c* est fileté, ce qui permet de remonter facilement le muller, lorsqu'il est nécessaire de nettoyer la chaudière ou de la réparer.

La figure 450 représente une chaudière de Wheeler avec parois latérales en bois. *b* est le double fond, sous lequel on introduit la vapeur et auquel est fixé le cône *Z*. *g* est l'arbre vertical relié au muller *e*. *c, c* sont les différentes pièces formant la meule dormante et fixées sur le fond de la chaudière au moyen de tenons à queue. *d, d* sont les sabots du muller, également fixés à ce dernier à l'aide de tenons à queue. *r* est la roue pour élever ou abaisser le muller. *y, y* sont des ailes pour limiter l'ascension de la pulpe. Ce qu'il y a de particulier dans la chaudière de Wheeler, c'est la distance relativement grande qui existe entre le muller et les parois de l'appareil.

La disposition d'une chaudière de Horn est mise en évidence par la figure 451.

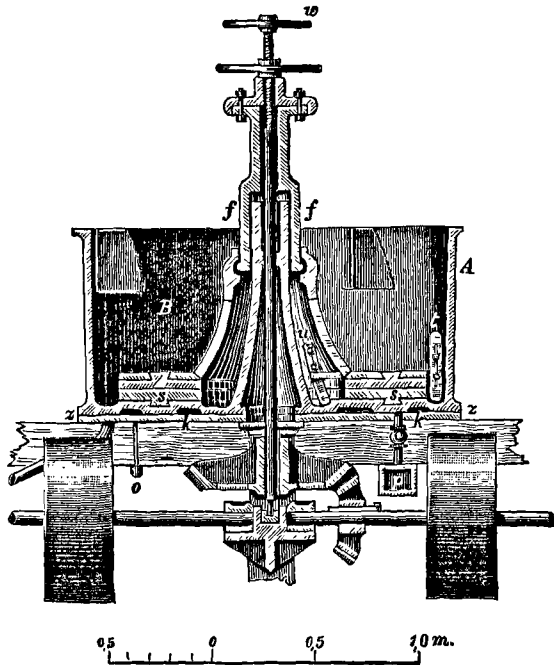


Fig. 451. — Chaudière de Horn.

Cette chaudière est en fonte et elle est vissée sur le plancher *z*. Les *dies* sont fixés à l'aide des tenons à queue *s* sur le fond de l'appareil. Au-dessous de ce dernier se trouvent deux rigoles *k*, qui communiquent ensemble, de façon que la vapeur puisse y circuler pour chauffer la chaudière. La vapeur pénètre par le tube *o* et sort par *kp*. Les sabots sont également fixés au muller à l'aide de tenons à queue. Le muller reçoit son mouvement par l'intermédiaire de la cloche (*driver*) *f*, à laquelle cependant il n'est pas fixé, mais l'entraîne lors-

qu'elle tourne dans le sens convenable. Le mouvement de l'arbre, qui actionne la cloche *f*, est produit au moyen de roues dentées. Le muller peut être élevé et abaissé à l'aide d'une vis munie d'une roue *w*. L'autre roue qui se trouve au-dessous de *w* sert pour fixer le muller à la hauteur désirée. *t* et *u* sont des râcloirs adaptés sur les bords extérieur et intérieur du muller.

La figure 452 représente la chaudière dite *combination pan*, dans laquelle se trouvent des dispositifs empruntés aux appareils de Wheeler, de Horn et de

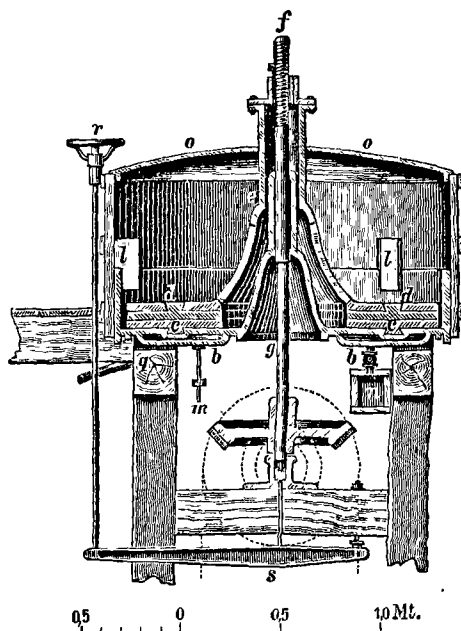


Fig. 452. — Chaudière dite *combination pan*.

Patton. Les ailes *l, l* sont munies de plaques de cuivre, sur lesquelles se précipite une partie de l'amalgame. On peut dans cet appareil traiter, en 24 heures, 15 tonnes de minéral.

La chaudière de *Mac Cone* est représentée par les figures 453 à 456. Les pièces composant la meule dormante (dies) et les sabots offrent les mêmes dispositions que dans les autres chaudières.

Une des chaudières les plus fréquemment employées depuis quelque temps et les plus renommées est celle de *Stevenson*, qui est représentée par les figures 457 à 460¹. Dans cet appareil, une bonne distribution de la pulpe est assurée au moyen de râcles en fer. Ceux-ci projettent le minéral contre la paroi latérale de la chaudière, d'où il se rend sous le muller. Le chauffage est effectué à l'aide de vapeur introduite sous le fond de la chaudière. Le nombre des sabots fixés sous le muller s'élève à 6 ; leur poids est de 50 kilogr. Le nombre des segments com-

¹ Egleston, *Silver, Gold and Mercury*, p. 379.

posant la meule dormante est de 8, et ils pèsent chacun 42,5 kilogr. La chau-

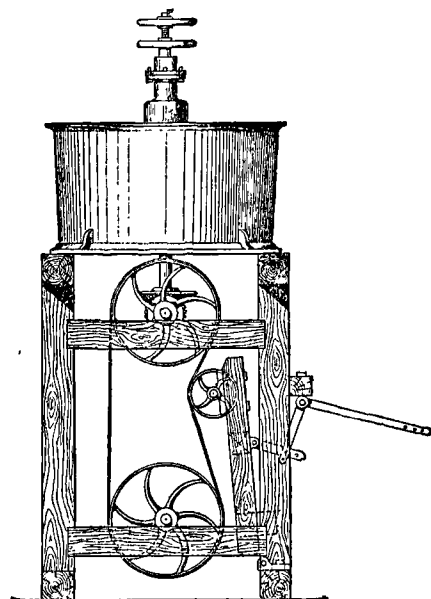


Fig. 453. — Chaudière de Mac Cone ; vue extérieure.

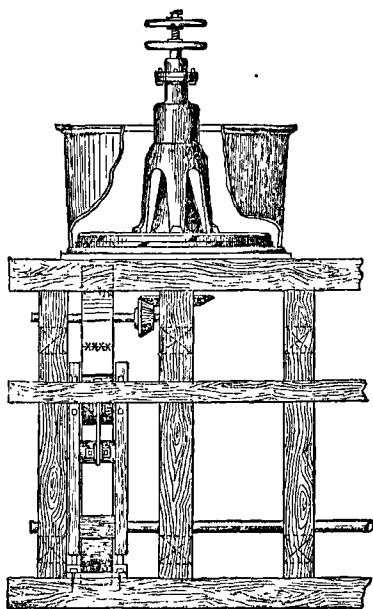


Fig. 454. — Chaudière de Mac Cone ; vue intérieure.

dière contient 1750 kilogr. de minerai. Cette chaudière a une surface de tritu-

ration relativement petite et exige par suite moins de force motrice que les autres.

L'amalgamation dans les appareils qui viennent d'être décrits est conduite de la manière suivante : Le muller est d'abord un peu soulevé (de 0^m,0127) et de

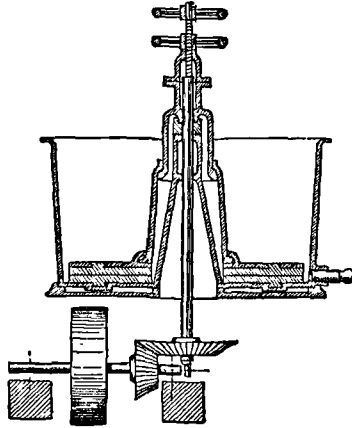


Fig. 455. — Chaudière de Mac Cone ; coupe verticale.

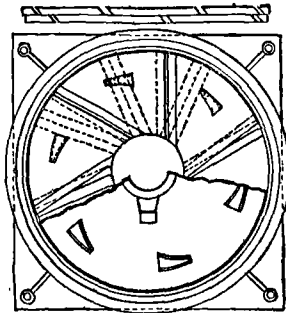


Fig. 456. — Chaudière de Mac Cone ; coupe horizontale.

l'eau est ensuite introduite dans la chaudière. Le muller est alors mis en mouvement avec 60 à 90 rotations à la minute et le minerai, dont le poids est de 400 à 2250 kilogr. suivant la grandeur de la chaudière, est versé dans celle-ci. Ainsi, par exemple, la charge s'élève à 1800 kilogr. dans le *combination pan* du *California Mill*, près Virginia City et à 1600 kilogr. dans la chaudière Wheeler de l'*Eureka Mill* (Névéda). Le minerai et l'eau sont délayés en une bouillie ou pulpe, qui remplit à peu près la moitié de la chaudière. Dès que la pulpe a acquis une consistance homogène (la consistance du miel), on abaisse suffisamment le muller pour que les sabots et la meule dormante se touchent presque. Maintenant, en chauffant à l'aide de vapeur d'eau, on réduit le minerai en poudre fine. Lorsqu'on a atteint le degré de finesse voulu, ce qui exige ordinairement deux heures, on ajoute le mercure. Afin d'éviter la réduction de ce dernier en poudre grise, on soulève ordinairement un peu le muller (de 0^m,0127)

et on triture encore pendant 2 ou 3 heures. La *quantité* du mercure ajouté s'élève en grande moyenne à 10 p. 100 du poids de la charge de minerai. La *durée totale* du traitement d'une charge est de 5 à 6 heures.

Les *réactifs chimiques* sont ordinairement introduits dans la chaudière en même temps que le minerai. Avec un grand nombre de minerais, on les *supprime complètement*. Parmi les nombreux réactifs qui ont été employés au filon Comstock par les amalgameurs, sans que ceux-ci connussent l'action de certains

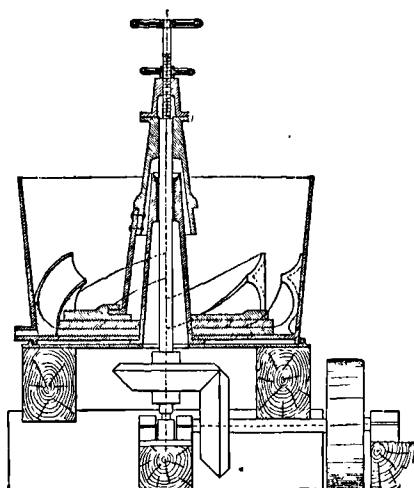


Fig. 437. — Chaudière de Stevenson ; coupe verticale.

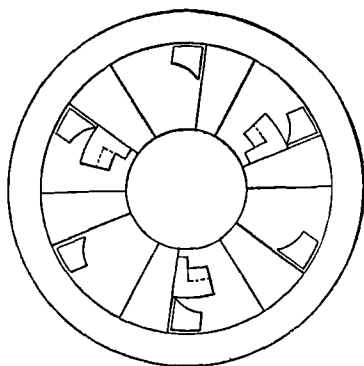


Fig. 438. — Chaudière de Stevenson : coupe horizontale au-dessous du muller.

d'entre eux — par exemple celle des décoctions de thé et de tabac — le *chlorure de sodium* et le *sulfate de cuivre* ont seuls été admis comme efficaces et sont même encore actuellement en usage. Leur action qui est la même que dans les *procédés Krühnke et du patio*, a déjà été expliquée précédemment. Leur quantité dépend de la nature des minerais. Ainsi, au *California Mill*, près Virginia City, on ajoute par charge 6 à 12 kilogr. de sel et 2 à 4 kilogr. de sulfate de cuivre. Au

Consolidated Virginia Mill, on ajoute par chaque tonne de minerai 3 kilogr. de sel et 1,5 kilogr. de sulfate de cuivre.

Le fer qui avec le mercure produit la séparation de l'argent du sulfure d'argent et précipite le mercure des sels de ce métal, est introduit dans le minerai par l'usure des pilons des bocards, des sabots du muller et des segments de la meule dormante, ainsi que des parois des chaudières. D'après *Egleston* (loc. cit. p. 386), la quantité de fer enlevée par usure s'élève par tonne de minerai à 1,5-3 kilogr. dans le bocard et à 3,5-5 kilogr. dans la chaudière.

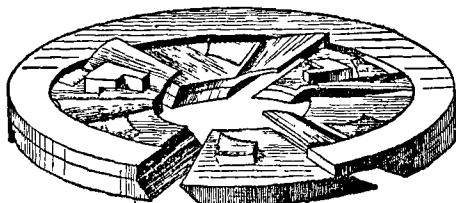


Fig. 439. — Meule dormante de la chaudière Stevenson.

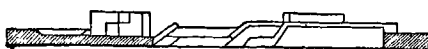


Fig. 460. — Meule dormante de la chaudière Stevenson ; coupe verticale.

Indépendamment du chlorure de sodium et du sulfate de cuivre, on emploie aussi comme substances chimiques la potasse caustique et les carbonates de sodium et de potassium pour éliminer les matières grasses des minerais, le cyanure de potassium pour nettoyer le mercure, l'amalgame de sodium pour empêcher la transformation du mercure en poudre grise.

L'amalgamation de l'argent se fait très-rapidement au début, mais elle devient ensuite très-lente. D'après des expériences¹ effectuées aux *Etats-Unis*, de l'argent contenu dans les minerais 74,66 p. 100 étaient déjà amalgamés après une heure de marche de la chaudière, 76,26 p. 100 à la fin de la seconde heure, 77,74 à la fin de la troisième et 81,04 p. 100 à la fin de la quatrième. En continuant l'opération au-delà de ce temps, il ne s'amalgame plus d'argent.

L'amalgamation terminée, on vide la chaudière et on sépare l'amalgame d'avec les minerais. Un quart d'heure environ avant l'évacuation du contenu de l'appareil, on ralentit le mouvement du muller, de façon qu'il ne fasse plus que 40 tours par minute, et on remplit la chaudière avec de l'eau jusqu'au bord supérieur.

Maintenant, on écoule d'abord la majeure partie de l'amalgame seul et ensuite on évacue le reste du contenu de la chaudière dans le settler, où l'on recueille le reste de l'amalgame, ou bien on vide tout le contenu de l'appareil, y compris l'amalgame, dans le settler, et dans ce dernier on sépare l'amalgame d'avec le minerai. La vidange de la chaudière exige environ une demi-heure. Pendant ce temps, on fait arriver de nouvelle eau dans l'appareil.

Si la majeure partie de l'amalgame doit être recueillie à part, on l'écoule, dix minutes après l'introduction de l'eau dans la chaudière, par un tube qui se trouve

¹ *Trans. Am. Inst. Min. Eng.*, t. XI, p. 104.

au fond de celle-ci et est venu de fonte avec elle ; ce tube est maintenu fermé par un bouchon en caoutchouc pendant l'amalgamation ; l'amalgame est reçu dans un bassin en fer. On évacue ensuite dans le settler ce qui reste dans la chaudière. On retire ainsi *directement* de l'appareil les 9/10 de la quantité totale de l'amalgame. Une certaine quantité de ce dernier reste toujours entre les sabots et les *dies* et sur les parois de la chaudière ; on l'enlève lors du nettoyage de celle-ci, qui a lieu une ou deux fois par mois, ainsi que lorsqu'on change les sabots et les *dies*.

Au *California Mill*, près Virginia City, 44 chaudières exigent pour leur service, par 24 heures, une équipe de 28 hommes, dont 6 matres amalgameurs, 20 ouvriers pour le pelletage des schlamms et 2 pour les réparations.

Le contenu de 2 chaudières est toujours vidé dans un settler.

Une batterie de 5 pilons exige 2 ou 3 chaudières.

Séparation de l'amalgame d'avec les minerais amalgamés.

La séparation complète de l'amalgame d'avec les minerais amalgamés est effectuée dans une cuve de clarification munie d'un agitateur et désignée sous le nom de *settler*, et dans beaucoup de cas aussi dans une seconde cuve, appelée *agitateur*.

Le *settler* est une cuve cylindrique munie d'un appareil d'agitation ; il a 2^m,45 à 3^m,04 de diamètre et 0^m,914 de hauteur. Son fond est en fonte, tandis que ses parois sont ordinairement en bois. L'agitateur est mis en mouvement de la même manière que le muller des chaudières. Il se compose de 4 bras en fer disposés en croix et fixés à une cloche (*driver*) ; ces bras portent des sabots en bois ou en fonte ayant la forme de socs de charrue ; ou bien il consiste en un disque en fer fixé à une cloche et muni de longs sabots en bois placés suivant les rayons du disque. Cette dernière disposition, qui est actuellement la plus fréquente, est représentée par la figure 461. *s* est le disque en fer fixé à la cloche G et *u, u* sont les sabots en bois fixés suivant les rayons de ce dernier. L'ancienne disposition, avec bras placés en croix et sabots en forme de socs de charrue, est représentée par la figure 462. *a, a* sont les bras, *b, b* les sabots en bois.

Les sabots descendent jusqu'au fond du settler et peuvent, comme le muller des chaudières, être élevés et abaissés. Le fond du settler est incliné vers sa paroi latérale, et il est muni contre celle-ci d'une rigole, dans laquelle se rassemble l'amalgame liquide et de laquelle il s'écoule par un tube en dehors de l'appareil dans un vase disposé pour le recevoir. Ce dernier se trouve immédiatement contre la paroi du settler et est vidé de temps en temps, ou bien il est placé au-dessous de celui-ci, de façon que l'amalgame puisse s'écouler d'une manière continue. La première disposition est mise en évidence par la figure 462, dans laquelle *d* est le réservoir pour l'amalgame, duquel on évacue celui-ci en enlevant le tampon *f*. Dans le dispositif représenté par la figure 461, l'amalgame s'écoule sans interruption du settler. Dans la paroi latérale de ce dernier, sont pratiquées à différentes hauteurs des ouvertures *c, c* (fig. 461 et 462), par lesquelles sont éliminés les résidus en suspension dans l'eau.

Dès que le contenu de deux chaudières a été vidé dans le settler, on remplit ce dernier avec de l'eau (jusqu'à 0^m,152 environ au-dessous du bord supérieur), pendant que l'agitateur se meut avec une vitesse de 10 à 15 rotations à la minute, et même de 20 lorsqu'on a affaire à des minerais à gros grains. Dans la

première demi-heure, on tient les sabots à 0^m,203 environ au-dessus du fond et ensuite dans l'espace de 2 heures on les abaisse peu à peu, jusqu'à ce qu'ils arrivent à toucher presque le fond. Sous l'influence du mouvement de l'agitateur,

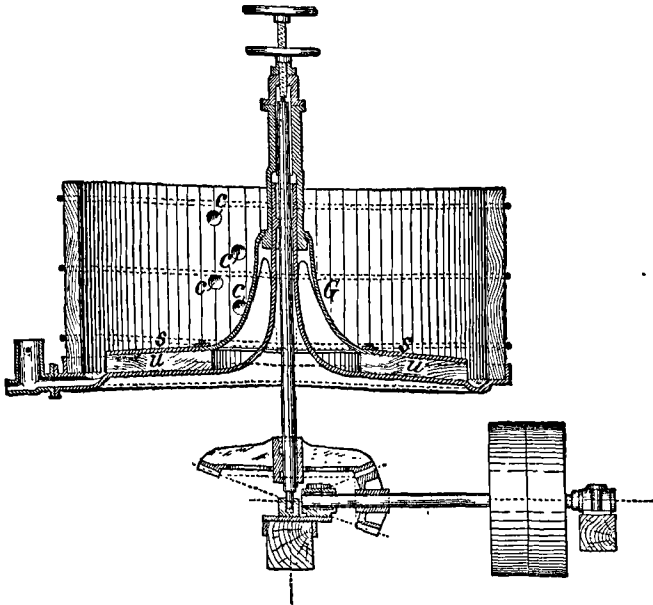


Fig. 461. — Settler ; nouveau dispositif.

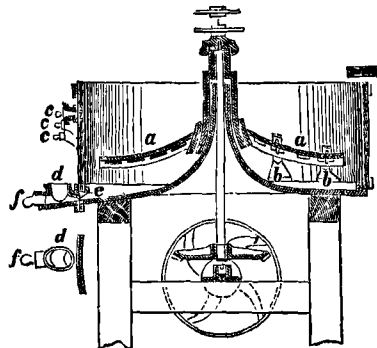


Fig. 462. — Settler ; ancien dispositif.

les parties légères sont suspendues dans l'eau, tandis que l'amalgame, le mercure, les minerais sulfurés restés indécomposés et les particules fines de fer se déposent au fond de l'appareil. La durée de l'agitation est calculée de façon que le settler est vidé lorsque l'amalgamation est terminée dans les chaudières, de sorte qu'immédiatement après la vidange des chaudières, il est rempli à nouveau avec le contenu de celles-ci. L'agitation dure en moyenne 3 heures et demie, après quoi le settler est vidé. Dans ce but, on enlève le bouchon de l'ori-

ficé d'écoulement le plus haut et on fait écouler les troubles, en faisant arriver de l'eau et agitant continuellement. On débouche ensuite l'un après l'autre le deuxième, le troisième et enfin le dernier orifice d'écoulement, et on procède de la même manière jusqu'à ce que le contenu du settler soit éliminé jusqu'à la

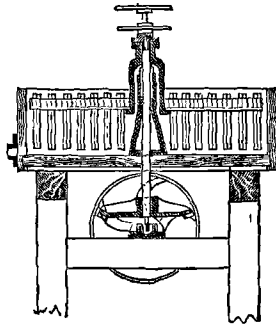


Fig. 463. — Agitateur.

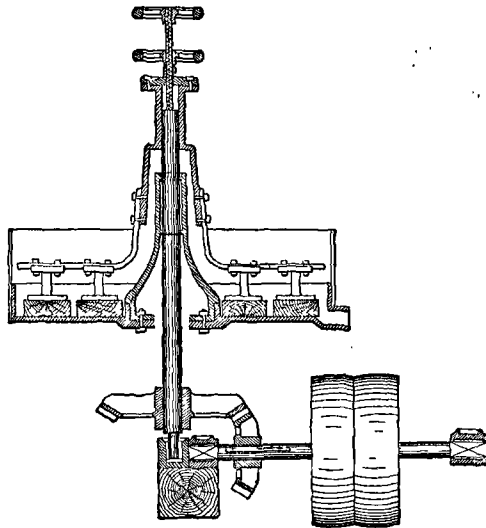


Fig. 464. — Chaudière de Knox (clean-up-pan).

partie lourde mentionnée plus haut. La vidange dure environ une demi-heure. Les settlers sont soumis une fois par semaine à un nettoyage complet.

Dans plusieurs grandes usines, les troubles sortant du settler sont dirigés dans une cuve à clarification particulière, appelée *agitateur*, afin d'en retirer l'amalgame, le mercure et les minerais indécomposés qu'elle renferme encore.

Les agitateurs sont des cuves cylindriques en bois de 2^m,40 à 5^m de diamètre et de 0^m,76 à 1^m,21 de hauteur. Un agitateur sert ordinairement pour 5 à 6 settlers. L'appareil d'agitation se compose de 4 bras en fer fixés à une cloche et muni de baguettes de bois verticales ; il tourne avec une vitesse de 10 à 20 rota-

tions à la minute. La disposition de l'agitateur est mise en évidence par la figure 463. A l'aide d'une vis et d'une roue, l'appareil d'agitation est relevé ou abaissé suivant les besoins. Pendant qu'il est en mouvement, on fait couler de l'eau continuellement dans l'appareil et on fait sortir les troubles par une ouverture ménagée au niveau du fond de la cuve. Sur ce dernier se déposent les parties lourdes mentionnées plus haut et elles sont enlevées de temps en temps (tous les 3 ou 4 jours) à l'aide de pelles.

Les agitateurs ne sont plus maintenant que rarement employés. Ordinairement, on fait couler les troubles du settler sur des tables à toile ou bien on concentre leur teneur en minerai, s'il en vaut la peine, à l'aide de dispositifs particuliers.

Dans les localités, où dans ces derniers temps on a jugé nécessaire l'établissement d'autres cuves de clarification, les agitateurs ont été remplacés par des settlers modifiés.

Traitement de l'amalgame.

L'amalgame provenant des chaudières et du settler est séparé du mercure en excès par une *filtration dans des sacs en toile à voile*.

Tout l'amalgame qui a été retiré des chaudières et des settlers lors de leur nettoyage, de même que tout autre amalgame impur, est d'abord purifié avec addition de mercure dans de petites chaudières, appelées *clean-up-pans* et ensuite soumis à la filtration avec la masse principale.

La disposition d'un *clean-up-pan*, de celui qui est désigné sous le nom de *chaudière de Knox*, est représentée par la figure 464. Il a 1^m,21 de diamètre, il est en fonte et pourvu d'un agitateur, qui se compose de bras en fer, auxquels sont fixés des sabots en bois. L'agitateur peut être élevé et abaissé au moyen de deux roues adaptées à l'extrémité supérieure de son axe moteur.

Dans ces chaudières, l'amalgame est rendu suffisamment fluide par l'addition d'une grande quantité de mercure (souvent 1 partie de mercure pour 1 partie d'amalgame) et il est ensuite brassé avec de l'eau pendant longtemps (jusqu'à 12 heures), l'agitateur tournant avec une vitesse de 20 rotations à la minute. Les impuretés de l'amalgame sont ainsi séparées et éliminées avec l'eau qui s'écoule. Dans beaucoup de cas, les minerais indécomposés (sulfures) entraînés par le lavage sont recueillis à part et traités isolément.

Les sacs *en toile à voile*, à l'aide desquels le mercure est séparé de l'amalgame, sont cousus directement sur un anneau en fer ou bien fixés sur du cuir, qui à son tour est cousu sur l'anneau. Le diamètre des sacs s'élève, au niveau de l'anneau, à 0^m,25-0^m,30, la longueur à 0^m,60-0^m,80. Le poids de l'amalgame qu'ils admettent va jusqu'à 600 kilogrammes. Ce poids suffit pour faire sortir par les pores de la toile la majeure partie du mercure. Depuis quelque temps, afin d'éviter les vols d'amalgame, on suspend les sacs dans des boîtes, qui sont tenues fermées au moyen d'un couvercle muni d'un cadenas. La disposition de pareilles boîtes, dites *amalgam safes*, est mise en évidence par les figures 465 et 466. La figure 465 représente la forme la plus employée. La partie cylindrique est en fer, tandis que le fond et le couvercle sont en fonte. *b* est le sac à amalgame fixé à l'anneau en fer *n*. Le couvercle de la boîte est fermé à l'aide du cadenas *a*; dans le premier est ménagée une ouverture *m*, par laquelle l'amalgame sortant du tube abducteur du settler s'écoule dans le sac. L'amalgame reste à l'état pâteux dans ce dernier, tandis que le mercure sous la pression de la colonne liquide traverse

les pores du sac et se rassemble au fond de la boîte, d'où il sort par l'ouverture *p*, pour se rendre dans un bassin, duquel il est remonté par une pompe ou un élévateur à mercure au-dessus des chaudières.

La figure 466 représente une caisse de laquelle un excès de mercure peut s'échap-

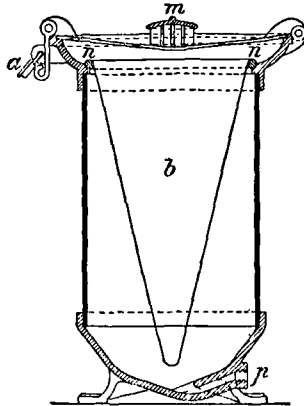


Fig. 465. — Filtre fermé pour la séparation du mercure en excès de l'amalgame (procédé de Washoe).

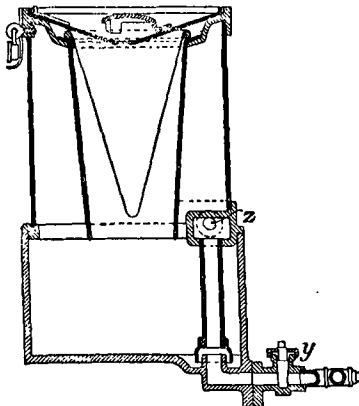


Fig. 466. — Autre dispositif de filtre fermé.

per par le tube Z. L'écoulement du mercure vers le réservoir collecteur est réglé à l'aide du robinet *y*.

L'amalgame qui se rassemble dans les sacs contient 7 parties de mercure et 1 partie d'argent. Par compression, on peut réduire de moitié la teneur en mercure (à 3,5 parties). Mais alors le mercure exprimé est très argentifère.

Il y a ordinairement une caisse à amalgame pour 2 settlers, au-dessous desquels elle est placée. Des caisses, le mercure s'écoule, dans les grandes usines, dans un réservoir collecteur, duquel il est monté, à l'aide de pompes ou d'élévateurs, dans un bassin établi au-dessus des chaudières. De ce dernier, il est distribué au moyen de tubes dans de petits bassins placés au-dessus des chau-

dières et dont un est commun à deux de ces dernières. De ces petits bassins, on fait couler le mercure dans les chaudières, et de là, il recommence son mouvement circulaire.

La figure 467 (empruntée à *Egleston*) donne une idée du mode de *circulation du mercure* au *Consolidated Virginia Mill*, près Virginia City (Etat de Nevada). Le mercure frais est versé des bouteilles en fer qui le contiennent dans le réservoir *c*, d'où il est monté à l'aide de la pompe à mercure *d* dans le bassin *e*, établi à un niveau plus élevé. De ce bassin, le mercure se rend, par un tube vertical (non visible dans la figure) adapté au fond de ce dernier, dans le tuyau horizontal *f* et de celui-ci dans le réservoir *g*, placé au-dessus des chaudières *a*. Il y a un pareil réservoir pour deux chaudières, avec lesquelles il communique par les tubes inclinés *h*. Des chaudières, l'amalgame (ou le mercure) passe dans les settlers *b* et se rassemble dans les vases *z* placés devant ces derniers, d'où il s'écoule par les tubes *m*, qui sont un peu inclinés, afin de restreindre la pression du mercure, dans les caisses à amalgame ou les sacs en toile *t*. Le mercure sor-

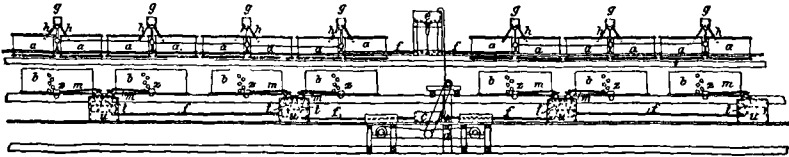


Fig. 467. — Vue d'ensemble des appareils (pans, settlers, filtres à amalgame, pompe à mercure) du Consolidated Virginia Mill (procédé de Washoe).

tant des sacs se rassemble dans les caisses *u* et coule de celles-ci, par le tube *f*, dans le vase *c*, duquel il est pompé dans le vase *e* et d'où il recommence à circuler comme il vient d'être dit.

Le mercure est monté du réservoir le plus bas dans le plus élevé à l'aide de pompes ou d'élevateurs. Depuis quelque temps, on préfère les élevateurs.

La disposition d'une pompe à mercure est mise en évidence par les figures 468 à 470.

La pompe est munie d'un piston plongeant en acier *x* (fig. 470). La garniture de la botte à étoupe du piston est en caoutchouc imprégné de suif fondu. Au-dessous du caoutchouc se trouve une garniture d'eau. Les soupapes sont en caoutchouc. La matière des soupapes et la garniture hydraulique du piston empêchent la réduction du mercure en poudre grise. Le mercure qui a pu s'échapper de la pompe est recueilli dans une caisse *J*, placée au-dessous de cette dernière. De la caisse en fer *G*, dans laquelle se rassemble le métal provenant des filtres, le mercure qui doit être élevé s'écoule dans la pompe *I* par le tube *H*. Le piston de celle-ci fait par minute 20 courses de chacune 0^m,127. Le mercure est refoulé dans le bassin collecteur supérieur *L* par le tube ascendant *K* de 0^m,019 de diamètre. Par le tube vertical *V* (de 0^m,0234 de diamètre), qui est muni d'un robinet, il pénètre dans le tube horizontal *N* et de ce dernier, par le tube ascendant *U*, il passe dans le bassin distributeur *O*, commun à deux chaudières. On peut arrêter l'afflux du mercure dans ce bassin en enfonçant dans l'orifice du tube *U* un tampon de bois *P*. Le mercure s'écoule dans les chaudières par les tubes *Q*. *A* sont les godets adaptés au fond des settlers. De ces godets, l'amalgame ou le mercure se rend par le tube court *C* dans le tube horizontal *D* et de ce

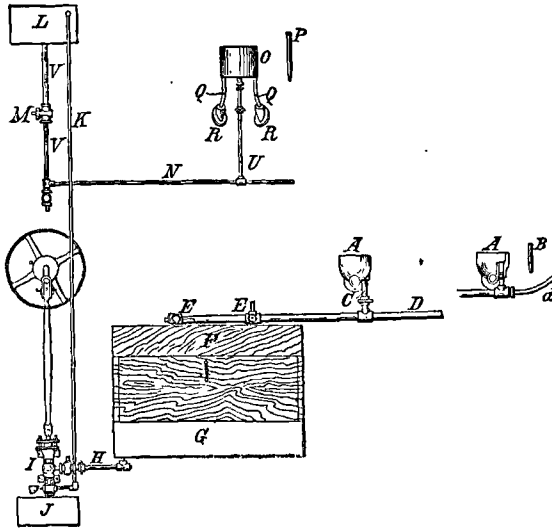


Fig. 468. — Pompe à mercure et dispositifs pour la distribution du métal dans les appareils à amalgamer; élévation. (Procédé de Washoe.)

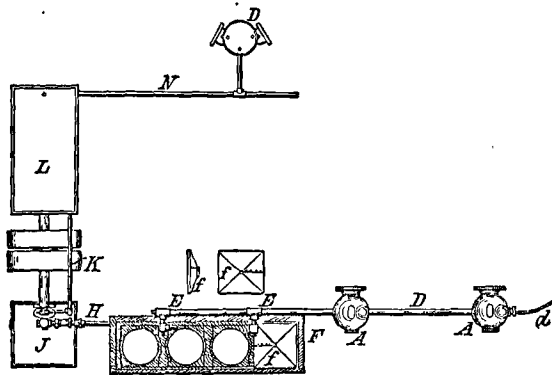


Fig. 469. — Pompe à mercure et dispositifs pour la distribution du métal dans les appareils à amalgamer; plan.

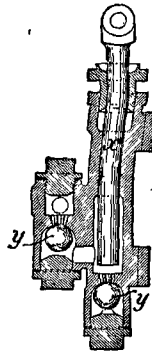


Fig. 470. — Pompe à mercure; coupe verticale.

dernier, par le petit tube mobile E, dans les filtres à amalgame suspendus dans les boîtes en bois F. Le mercure sortant des filtres se rassemble dans la caisse en fer G adaptée au-dessous de 4 filtres; de cette boîte, qui a 1^m,324 de longueur, 0^m,3048 de profondeur et 0^m,457 de largeur, le mercure revient à la pompe. Le tube *d*, qui se trouve dans le prolongement du tube D, sert pour introduire de la vapeur dans ce dernier, lorsqu'il est nécessaire de le nettoyer.

Fig. 471. — Élévateur à mercure (procédé de Washoe).

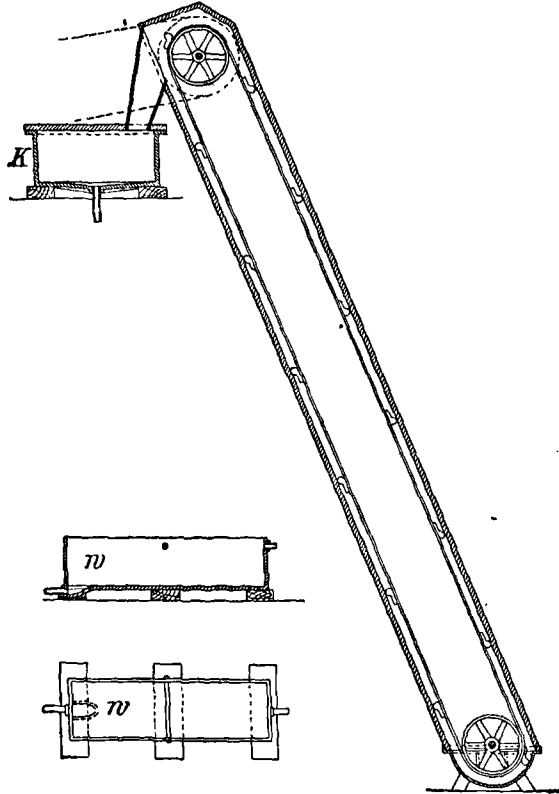


Fig. 472 et 473. — Caisse en fonte, d'où le mercure est monté par l'élevateur (coupes verticale et horizontale).

L'élevateur à mercure est une chaîne sans fin à godets, qui se meut dans une boîte en fer. Les godets ont une forme particulière, que l'on peut voir dans la figure 471. De la caisse en fonte *w* (fig. 472 et 473), le mercure est élevé dans le bassin *K*, également en fonte. De ce dernier, il se rend dans les chaudières.

L'amalgame resté dans les filtres est distillé dans les cornues en fonte dont il sera question plus loin.

Les pertes chimiques et mécaniques qui se produisent dans le procédé de Washoe s'élèvent à 0,5-1,5 kilogr. par tonne de minerai.

Les pertes de nature mécanique sont surtout produites par les minéraux d'un poids spécifique élevé, comme la cérussite, qui entraînent du mercure avec eux,

par les silicates hydratés de l'alumine et de la magnésie qui enveloppent le mercure, par les matières grasses et visqueuses, par la transformation de mercure en poudre grise lors du bocardage, de la pulvérisation et du lavage, par volatilisation de mercure. Lorsque les minerais renferment des combinaisons sulfurées du cuivre et de la galène, de même que lorsqu'on ajoute une quantité trop grande de sulfate de cuivre, il se forme des amalgames, qui malgré leur état pâteux sont facilement transformés en poudre grise.

Les *pertes de nature chimique* proviennent principalement de la formation de sulfure de mercure, lorsque les minerais renferment du sulfure d'argent, et aussi, mais à un degré moindre, de la formation de protochlorure de mercure, que le fer fait repasser à l'état métallique.

Le *rendement en argent* dans le procédé de Washoe s'élève, suivant la nature des minerais, à 70-80 p. 100 de la teneur à l'essai.

Traitement des résidus de l'amalgamation (tailings).

Les résidus, appelés *tailings*, qui sortent des settlers et des agitateurs avec les troubles, renferment encore une certaine quantité de minerais non décomposés, dont l'extraction est souvent rémunératrice. C'est pour cela que l'on recueille les parties solides dans de grands réservoirs et qu'on les soumet à une préparation mécanique ou bien qu'on dirige le courant des troubles directement sur des tables à toile (*blanket sluices*), sur lesquelles les parties lourdes se déposent et sont ensuite enlevées. Les *tables à toile* se sont jusqu'à présent montrées comme les dispositifs les meilleurs et les moins coûteux pour recueillir les parties lourdes des minerais et elles sont surtout en usage dans l'*Etat de Nevada*. Elles sont en bois ; elles ont 0^m,050 à 0^m,076 de hauteur, 0^m,508 de largeur et jusqu'à 548^m de longueur, avec une inclinaison de 0^m,15 à 0^m,25 par 3^m,65, et elles sont placées les unes à côté des autres au nombre de 2 ou 3, et même dans quelques cas de 15 à 20. Elles sont recouvertes de toiles, qui, lorsque les tables ne sont pas longues, peuvent être facilement enlevées et lavées. Lorsque les tables sont longues, les toiles sont goudronnées et fixées à l'aide de clous.

Le courant des troubles dirigé sur les tables dépose sur les toiles les particules lourdes du minerai. Si les tables sont courtes, on enlève de temps en temps les toiles avec le dépôt et on les lave dans des vases. Si les tables sont longues, on balaye le minerai resté sur les toiles, en l'amenant dans des fentes par lesquelles il tombe dans des rigoles placées plus bas et desquelles il est dirigé dans des bassins collecteurs.

D'après *Egleston*¹, à l'*Eureka Mill*, près *Eureka*, dans l'*Etat de Nevada*, les troubles sortant des agitateurs se rendent d'abord dans un bassin collecteur, duquel ils sont montés, à l'aide d'une vis d'Archimède, dans des bacs en bois de 3^m,048 de longueur, 0^m,3048 de largeur et 0^m,406 de profondeur. De ces bacs partent 6 tables à toile juxtaposées de chacune 365^m,70 de longueur, 0^m,508 de largeur et 0^m,076 de hauteur, et qui sont séparées l'une de l'autre par des planches de 0^m,012 d'épaisseur. Sur les tables sont fixées des toiles goudronnées ayant chacune 3^m,048 de longueur. De 60^m,90 en 60^m,90, les tables sont munies de fentes de 0^m,076 de largeur, qui pendant que le courant des troubles les parcourt sont fermées à l'aide de couvercles en tôle. Ces fentes sont en communication

¹ *Metallurgy of Silver, Gold and Mercury*, p. 449.

avec des rigoles établies au-dessous des tables. Dès qu'une certaine quantité de minerai s'est rassemblée sur les toiles (toutes les 4 à 6 heures), les couvercles sont enlevés et les minerais sont balayés et poussés dans les fentes. A l'aide de ce dispositif, on obtient par jour, avec 3 ouvriers, 6 tonnes de minerais. Ces derniers sont traités de la même manière que les minerais bruts.

Le plus grand établissement pour la préparation mécanique des *tailings* sont les *Woodworth Sluices*, près *Dayton (Nébraska)*, décrits par *Egleston*¹. Les *tailings* de 25 à 30 ateliers d'amalgamation du ravin aurifère, qui possèdent ensemble 262 pilons rendant par jour 2 tonnes chacun, sont concentrés aux *Woodworth Sluices*. Les courants de troubles des différents ateliers sont réunis dans un canal, long de 5632 mètres et de $0,457 \times 0,457$ m. car. de section, qui les amène aux *Woodworth Sluices*. Les troubles arrivent d'abord dans un bassin collecteur, duquel ils s'écoulent dans des caisses distributrices, établies au-dessous de ce dernier et munies d'un registre pour chaque table de lavage; de ces caisses, ils s'écoulent sur 12 tables à toile juxtaposées et ayant 518 m. de longueur, 0^m,486 de largeur et 0^m,076 de hauteur. L'inclinaison des

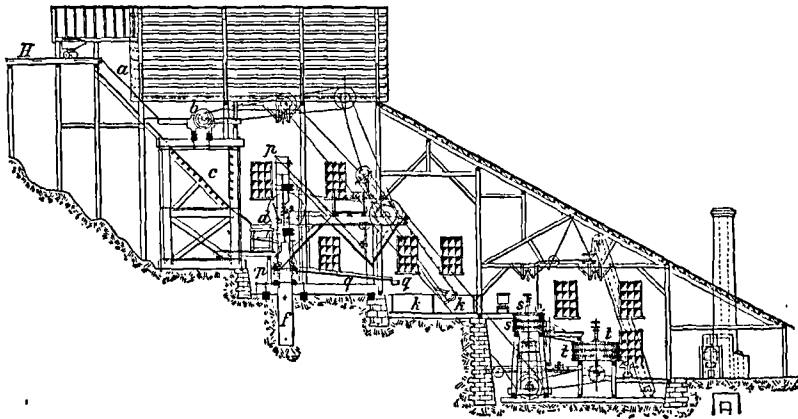


Fig. 474. — Ensemble d'une usine d'amalgamation américaine, travaillant d'après le procédé de Washoe.

tables est de 0^m,0254 par 2^m,438. Les toiles sont goudronnées sur leur face inférieure et fixées solidement sur les tables. De 45^m,70 en 45^m,70, se trouvent des fentes transversales larges de 0^m,076 et longues de 0^m,431, par lesquelles on fait tomber les minerais restés sur les toiles dans les rigoles établies au-dessous des tables et par lesquelles ils sont amenés dans des bassins collecteurs. En différents points des tables, on peut faire arriver un courant d'eau fraîche. On balaye toutes les 8 heures les parties supérieures des tables et toutes les 12 heures les parties inférieures. L'équipe des ouvriers se compose de 17 hommes, qui font des journées de 12 heures. On obtient par jour 12 tonnes de minerais concentrés, qui sont amalgamés au *Woodworth Mill* dans des chaudières Horn, avec addition de sel et de sulfate de cuivre. Le rendement en argent s'élève à 70 p. 100 de la teneur à l'essai.

¹ *Engineering*, 1880, t. XXX, p. 395 et 451. — *Metallurgy of Silver, Gold and Mercury*, t. I, p. 450.

Comme on l'a déjà dit précédemment, les différents appareils en usage dans le procédé de Washoe sont établis en terrasses les uns au-dessous des autres, suivant l'ordre dans lequel les opérations se succèdent. Cette disposition est représentée par la figure 474.

Le minerai est amené sur l'étage supérieur H et déversé sur le crible incliné *a*. Les gros morceaux (dépassant la grosseur d'une noix) tombent sur le plancher où est établi le broyeur *b* et *y* sont concassés par celui-ci, tandis que les morceaux ne dépassant pas la grosseur d'une noix passent à travers le tamis et tombent dans le magasin à minerais *c*. Dans le broyeur *b*, les minerais sont concassés à la grosseur d'une noix et tombent ensuite également en *c*. De *c*, les minerais se rendent dans l'alimentateur mécanique *d*, qui les livre automatiquement au bocard *p*. Les troubles sortant du bocard coulent par la rigole *q* dans le bassin *k*, où se déposent les particules de minerai qu'ils tiennent en suspension. Le dépôt ou pulpe (*pulp*) est retiré des bassins à l'aide de pelles et porté dans la chaudière *s*, où a lieu l'amalgamation de l'argent. L'amalgamation terminée, on fait couler le contenu de la chaudière dans le settler *t*, où l'amalgame est séparé de la pulpe de minerai étendue avec de l'eau. Les troubles sont envoyés dans des agitateurs ou sur des tables à toile ou dans des appareils de concentration (*frue vanners*) ou écoulés directement dans le flux stérile.

Le rendement, le nombre des appareils et la consommation de force de différentes usines, où est appliqué le procédé de Washoe, sont indiqués dans le tableau suivant, emprunté à *Egleston* ¹ :

	Usine avec 10 pilons et un rendement de 18 à 20 tonnes en 24 heures.		Usine avec 20 pilons et un rendement de 40 tonnes en 24 heures		Usine avec 60 pilons et un rendement de 130 à 140 tonnes en 24 heures.	
	Nombre des appareils	Force en chevaux	Nombre des appareils	Force en chevaux	Nombre des appareils	Force en chevaux
Broyeur Blake	1	6	1	6	1	5,5
Alimentateurs automati- ques	2	0	4	0	—	—
Pilons du poids de 375 ^k donnant 60 coups par minute	10	12	20	23	60	67,5
Chaudières de 1 ^m ,524 de diamètre	6	30	12	60	28	112
Settlers de 2 ^m ,438 de dia- mètre	3	9	6	18	14	28
Concentrateur	—	—	—	—	3	6
Force employée pour la trituration	—	7	—	13	—	25
Somme des forces en che- vaux		64		120		244

¹ *Metallurgy of Silver, Gold and Mercury*, t. I, p. 440.

Au Névéda, les machines pour les usines avec 60 pilons sont construites avec une force double de celle qui est indiquée par le calcul.

En ce qui concerne la *consommation d'eau* dans le procédé de Washoe, on admet, d'après *Egleston*, qu'elle est pour les chaudières à vapeur de 7,5 gallons (1 gallon = 4,543 litres) par heure et force de cheval, pour chaque pilon de 72 gallons par heure, pour chaque pan de 120 gallons par heure, pour chaque settler de 60 gallons par heure.

Lorsque l'eau des bocards, des pans et des settlers est rassemblée dans des bacs de clarification, on peut l'employer de nouveau avec une perte approximative de 25 p. 100.

On admet que la consommation d'eau totale pour 1 tonne de minerai à traiter s'élève à 2000-2500 gallons = 9086-11357 litres.

Modifications du procédé de Washoe.

Le procédé de Washoe a dans quelques cas subi des modifications. Celles-ci consistent d'une part à réunir l'amalgamation avec la préparation mécanique et d'autre part à amalgamer la même quantité de minerais non pas dans une seule chaudière, mais dans une série de chaudières que le courant des troubles traverse successivement. On nomme le premier mode d'amalgamation *procédé combiné (combination-process)* et le second, du nom de l'inventeur, *procédé Boss*.

Préparation mécanique et amalgamation réunies. (Combination-process.)

Ce procédé est appliqué avantageusement aux minerais qui ne conviennent pas directement pour le procédé de Washoe, parce qu'ils contiennent des sulfures (galène, blende, cuivre pyriteux, pyrite) qui empêchent l'amalgamation directe, et que d'un autre côté ils ne semblent pas pouvoir être soumis avec avantage à un grillage chlorurant. Il convient aussi pour les minerais contenant de l'or et de l'argent, qui renferment les sulfures en question.

Il consiste à bocarder les minerais et à les soumettre ensuite à un lavage dans des appareils désignés sous le nom de *frue vanners*. Dans ces appareils, les minerais réfractaires désignés plus haut, les sulfures, sont séparés, tandis que les *tailings* ainsi obtenus peuvent maintenant être traités par le procédé de Washoe. On amène ces derniers dans des caisses à clarification, où ils sont séparés de l'eau, et ensuite on les amalgame dans des chaudières. Si les minerais sont *aurifères*, on ajoute, pour amalgamer l'or, du *mercure dans l'auge du bocard*, et on dirige les troubles sortant de ce dernier d'abord sur des plaques de cuivre amalgamées, où l'amalgame d'or entraîné et l'or libre encore présent sont retenus, et ensuite dans les appareils de lavage (*frue vanners*). A l'aide de ceux-ci, on sépare, comme il a été dit, les minerais en *sulfures* et *tailings*; ces derniers sont soumis à l'amalgamation.

Les *sulfures* obtenus (*concentrates*) peuvent être traités de différentes manières (grillage chlorurant et amalgamation, extraction de l'or par le chlore, emplombage, etc.) et ils sont vendus à d'autres usines.

Ce procédé est avantageusement employé dans différentes usines, où le procédé direct de Washoe donnait des résultats défavorables. Il est appliqué avec des avantages particuliers à des minerais d'argent aurifères aux usines de la *Montana Company limited*, près *Marysville* (Etat de Montana). Il a en outre été

introduit dans les usines de la *Combination Mining and Milling Company*, près *Philipsburg* (Montana), de la *Lone Pine Mine*, de la *Maginiss Mine* (Montana), et de la *Webster Mining and Milling Company*, près *Marysvale* (Utah). Les minerais de cette dernière société contiennent 8 p. 100 de plomb sous forme de galène et de cérussite. Les *concentrates* (sulfures) séparés à l'aide du frue vanner contiennent 50 p. 100 de plomb avec de grandes quantités d'or et d'argent et ils sont vendus à des fonderies. On extrait des minerais 85 p. 100 de la valeur des métaux précieux qu'ils renferment.

Procédé Boss.

Dans ce procédé, le minerai sortant du bocard est d'abord amené dans des chaudières (*grinding pans* — chaudières à moudre), où il est finement moulu et il passe ensuite dans toutes les chaudières à amalgamer et les settlers. L'enlèvement des minerais des bassins de clarification et son changement dans les chaudières par les ouvriers sont ainsi supprimés et comme le minerai ne traverse pas seulement *une seule*, mais *toutes* les chaudières, il subit un contact intime et prolongé avec le mercure.

Les chaudières dans lesquelles le minerai est finement moulu sont ordinairement placées devant les bocards. De l'auge de ces derniers, les troubles se rendent par un tube dans les chaudières à moudre, dont deux sont établies l'une au-dessous de l'autre. Deux de ces chaudières servent pour 2 batteries de 5 pilons. Le schlamm de minerai s'écoule de la première chaudière par un tube de fond dans la seconde, où se termine la mouture ; il traverse ensuite tous les pans ou chaudières à amalgamer, puis tous les settlers, qui sont établis au même niveau que les pans et sur la même ligne (voy. les figures 476 et 477). Les troubles passent du premier pan dans le second par un tube de trop-plein adapté près du bord supérieur de sa paroi latérale, du second ils se rendent dans le troisième par un tube semblable et ainsi de suite jusqu'au dernier, qui communique aussi de la même manière avec les premiers settlers et celui-ci avec le suivant et ainsi de suite.

De cette façon, le courant des troubles venant des chaudières à moudre pénètre dans le premier pan et, après les avoir tous parcourus ainsi que les settlers, il sort par le dernier de ceux-ci. Chaque pan, comme chaque settler, peut être retiré du système. Lorsqu'on veut enlever un des appareils, les troubles qu'il renferme sont, à l'aide de vapeur, refoulés par un tube particulier dans l'appareil voisin qui se trouve en activité. Le mercure est distribué comme on l'a expliqué plus haut, sans travail manuel. Devant chaque pan et chaque settler se trouve un bassin dans lequel se rassemble l'amalgame et duquel il est écoulé dans les filtres comme il a été dit précédemment.

La disposition générale d'une *usine travaillant par le procédé Boss* est mise en évidence par les figures 475 à 477.

Le minerai est trié comme il a déjà été dit, concassé et ensuite amené au bocard *a*, qui a 20 pilons. Les troubles coulent par les tubes *r*, *r* (correspondant chacun à 10 pilons) dans les chaudières à moudre *b*, *b* établies devant les bocards et passent de ces dernières dans les autres chaudières à moudre *c*, *c*. Des deux chaudières *c*, *c*, les troubles se rendent maintenant par le tube *w* dans le premier pan *l* et traversent tous les autres. Du dernier pan *X*, ils passent dans le premier settler, puis dans le second, le troisième et le quatrième et arrivent ensuite dans le flux stérile ou dans des appareils de concentration.

Les agitateurs des pans et des settlers peuvent être mis hors de l'action des pignons *y* à l'aide d'embrayages. Les pans sont chauffés au moyen de vapeur

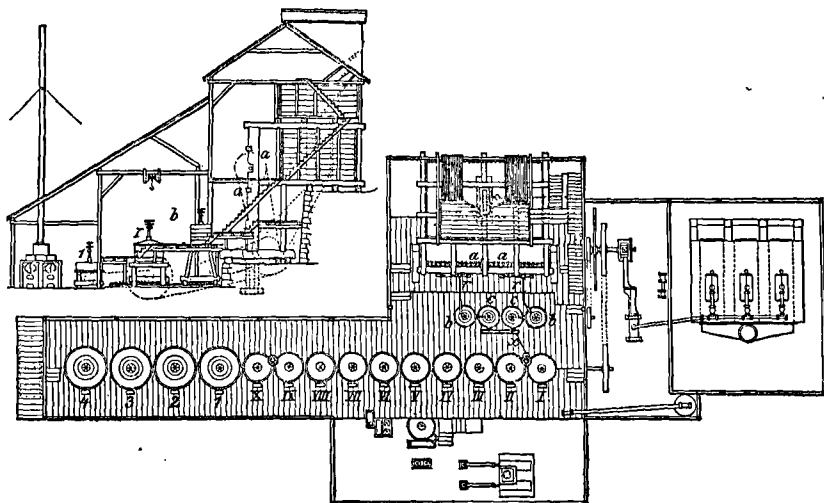


Fig. 475 et 476. — Disposition générale d'une usine travaillant d'après le procédé Boss ; coupe transversale et plan.

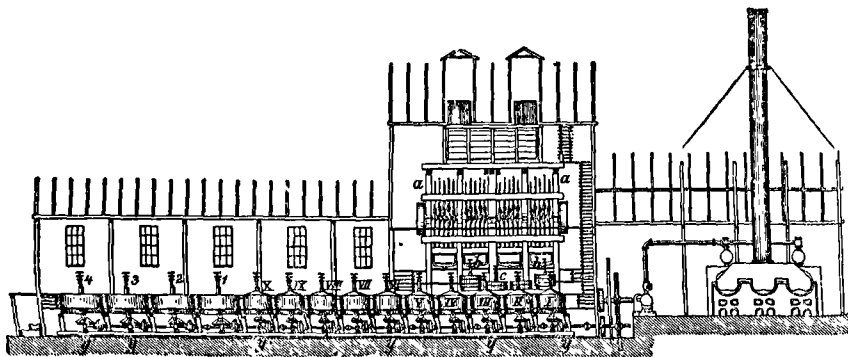


Fig. 477. — Disposition générale d'une usine travaillant d'après le procédé Boss ; coupe longitudinale en avant des pans et des settlers.

d'eau introduite dans l'espace limité par leur fond proprement dit et un faux-fond.

Le procédé Boss exige que la pulpe de minerai soit assez fluide.

Il offre comme avantages, sur l'amalgamation non continue, une moindre dépense de travail, d'eau, de combustible et de mercure, ainsi qu'un rendement en argent plus élevé.

En *Californie* et au *Mexique*, il donnerait de bons résultats ; mais aucune indication plus précise n'est parvenue à la connaissance de l'auteur.

Des expériences effectuées dans les Etats de *Nébraska* (*White Pine*) et d'*Utah*

(Silver Reef) ont montré que le procédé de Washoe convient aussi très bien pour des minerais qui contiennent de l'argent natif et des chlorure, iodure et bromure d'argent.

Il a été établi récemment à *Broken Hill*, dans la *Nouvelle-Galles du Sud*, une usine pour le traitement de minerais quartzeux et kaoliniques, qui renferment l'argent à l'état natif et sous forme de chlorure et d'iodure. Cette usine possède des chaudières à moudre particulières (*grinding pans*), dans lesquelles est finement moulu le minerai bocardé, et des chaudières à amalgamer particulières. Le bocard a 60 pilons.

Il y a 24 chaudières à moudre et 24 chaudières à amalgamer. Le diamètre de ces deux espèces de chaudière, qui sont en fonte, est de 1^m,37 et leur hauteur de 1^m,01. Le muller des *grinding pans* fait 40 tours par minute, celui des chaudières à amalgamer 80. Les settlers sont au nombre de 12 ; leur fond est en fonte et leur paroi latérale en fer ; leur diamètre est de 1^m,52, leur hauteur de 1^m ; l'agitateur exécute 14 rotations par minute. L'espoir que l'on avait de pouvoir traiter avec cette installation 200 tonnes de minerais par jour, ne s'est pas réalisé.

3. — Amalgamation avec emploi de réactifs après grillage chlorurant des minerais ou des produits métallurgiques.

Ce mode d'amalgamation consiste à transformer en chlorure l'argent des minerais par grillage de ceux-ci avec du chlorure de sodium, à séparer à l'état métallique l'argent du chlorure au moyen du fer ou du cuivre et ensuite à le combiner au mercure. Le grillage chlorurant des minerais est effectué dans des fours à flamme, tandis que la séparation de l'argent du chlorure et la combinaison du métal précieux avec le mercure ont lieu dans les appareils d'amalgamation. On se sert comme appareils d'amalgamation de tonneaux, de chaudières et de tinas. D'après cela, on distingue l'amalgamation en tonneaux (aussi nommée amalgamation européenne), l'amalgamation en chaudières (procédé de Reese-River) et l'amalgamation en tinas (procédé à la tina de Francke).

Ce procédé est applicable à un grand nombre de minerais, qui ne conviennent pas pour l'amalgamation directe et le procédé de Washoe. On y soumet toujours les combinaisons sulfurées complexes de l'argent, surtout les combinaisons avec le sulfure d'arsenic et le sulfure d'antimoine, ainsi que les minerais contenant du sulfure d'argent, qui sont mélangés avec de grandes quantités de sulfures du fer, du cuivre, du zinc et du plomb. Dès que la teneur en plomb des minerais atteint un certain degré, ces derniers deviennent aussi impropres pour ce mode d'amalgamation.

Tandis qu'en Europe le procédé n'est plus que rarement usité, il est appliqué en Amérique dans un grand nombre d'usines et il y a atteint dans ces dernières années un haut degré de perfection.

Les minerais qui doivent être soumis au grillage chlorurant doivent être sous la forme d'une poudre fine et complètement secs. S'ils sont humides, ils s'agglomèrent avec le chlorure de sodium pendant le grillage et ils forment des pelotons, qui s'opposent à un grillage complet. C'est pour cela que les minerais sont toujours bocardés à sec. Avant le bocardage, ils doivent être desséchés. (S'ils sont soumis à un bocardage humide, il faut les dessécher après cette opération.)

A l'aide de *broyeurs*, on donne aux minerais en morceaux la forme convenable pour la dessiccation.

Nous avons donc à distinguer :

1. La dessiccation et la pulvérisation des minerais.
2. Le grillage chlorurant des minerais.
3. L'amalgamation en tonneaux.
4. L'amalgamation en chaudières (procédé de Reese River):
5. L'amalgamation à la tina (procédé à la tina de Francke).

Dessiccation et pulvérisation des minerais.

La règle est de dessécher d'abord les minerais et ensuite de les bocarder à sec. Si la pulvérisation doit être faite par bocardage humide, comme cela avait lieu autrefois, la dessiccation doit être effectuée après le bocardage.

Le *bocardage à sec* et la *dessiccation préalable* sont actuellement exclusivement en usage.

Si les minerais sont livrés à l'état concassé, ils sont desséchés directement, autrement ils sont concassés dans des broyeurs avant la dessiccation.

La *dessiccation* peut être effectuée sur des plaques de fonte ou dans des fours particuliers. La dessiccation sur des *plaques de fonte*, sous lesquelles passent des gaz émanant d'un foyer (ordinairement la chaleur perdue des fours de grillage), exige plus de temps et de main-d'œuvre que la dessiccation dans des fours particuliers; en outre, la poussière du minerai agit d'une manière très fâcheuse sur la santé des ouvriers. C'est pour cela que dans toutes les nouvelles usines on se sert de *fours spéciaux*. Dans les usines des *Etats Unis de l'Amérique du Nord*, que l'on doit considérer comme pouvant servir de modèles, on emploie comme fours à dessiccation aussi bien des *cylindres rotatifs* horizontaux en fonte que les *fours de Stetefeldt*.

Les *cylindres rotatifs* (*revolving ore dryer*) sont disposés comme les fours de grillage à marche continue consistant en un cylindre rotatif, qui ont été décrits précédemment (p. 70). Ils sont plus larges à une extrémité qu'à l'autre. Leurs dimensions usuelles sont : 5^m,48 de longueur, 1^m,11 de diamètre à l'extrémité la plus large et 0^m,914 à l'autre extrémité. Le minerai est chargé par l'extrémité la plus étroite et, à l'aide d'une lame de tôle offrant la forme d'une vis, il est poussé vers l'autre extrémité, par laquelle il est extrait du four. Comme les fours de grillage disposés de la même manière, le cylindre est muni à son extrémité large d'un foyer à grille, tandis qu'à son extrémité étroite se trouve un rampant communiquant avec la cheminée. Le minerai est continuellement chargé et déchargé. Il tombe dans une excavation, de laquelle il est retiré encore chaud au moyen d'une chaîne à godets, qui le déverse dans les alimentateurs des bocards. En 24 heures, on dessèche dans un cylindre 30 à 40 tonnes de minerai.

Le *four à dessiccation de Stetefeldt* offre une disposition analogue à celle des anciens fours de grillage d'Hasenclever (p. 50). Il représente une cuve armée de plaques de fonte inclinées de 38° et alternativement parallèles. Le minerai chargé à l'extrémité supérieure de la cuve descend peu à peu de plaque en plaque et de la dernière, qui fait saillie en dehors du four, il tombe dans un bassin établi devant la partie extérieure de cette plaque. La chaleur nécessaire pour la dessiccation est produite par un foyer à grille qui se trouve sur l'un des côtés du four. Les gaz de ce foyer sont dirigés de façon à circuler entre les pla-

ques de haut en bas. Ils passent d'abord au-dessus et ensuite au-dessous de chaque plaque, en pénétrant de haut en bas par des canaux ménagés dans les parois latérales étroites de la cuve et, après avoir léché la surface inférieure de la plaque la plus basse, ils s'échappent par un canal dans une cheminée tirant bien. Il est nécessaire que les gaz de chauffage soient dirigés de cette manière,

Fig. 478. — Four de Stetefeldt pour la dessiccation des minerais ; coupe verticale suivant AA des figures 479, 480 et 481.

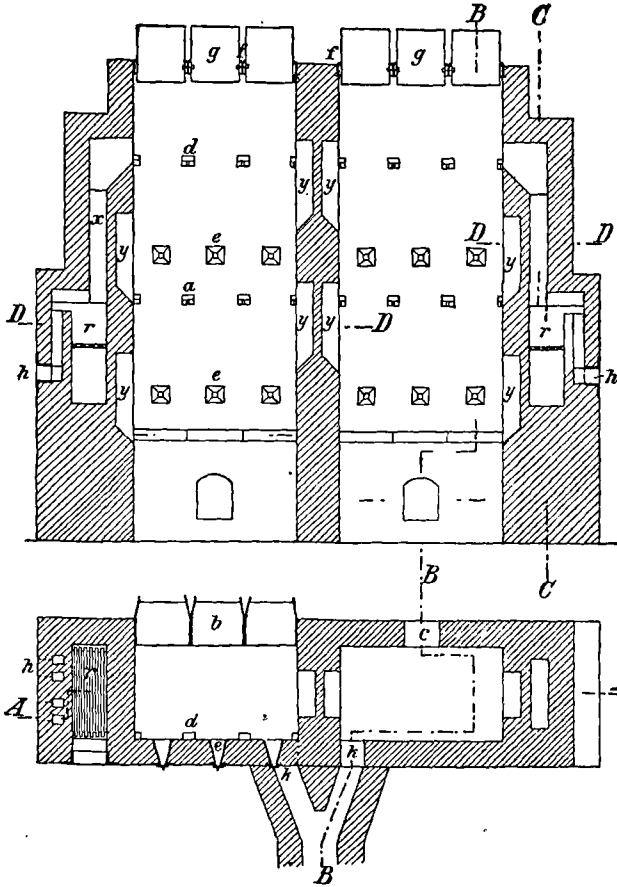


Fig. 479. — Four de Stetefeldt ; coupe horizontale suivant DD de la figure 478.

afin que les gaz chauds arrivent d'abord en contact avec le minerai humide et soient ainsi assez refroidis pour que les plaques de fonte ne soient pas attaquées et ne s'allongent pas, en outre afin que l'humidité expulsée des minerais, qui dans sa marche descendante rencontre des minerais de plus en plus chauds, ne puisse pas se condenser.

La disposition d'un four à dessiccation double est mise en évidence par les figures 478 à 481. *g, g* sont les trémies de chargement, *a, a* les plaques de fonte

sur lesquelles descend le minerai ; r, r sont les foyers à grille, h, h les entrées

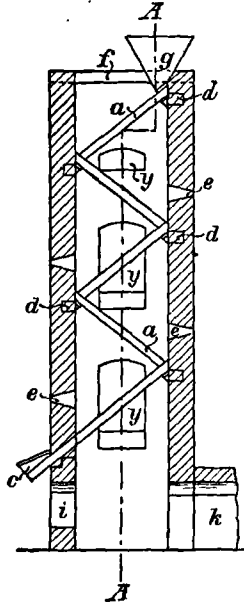


Fig. 480. — Four de Stetefeldt; coupe verticale suivant BB des figures 478 et 479.

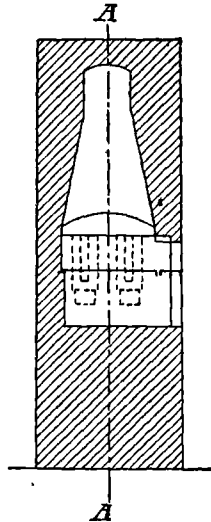


Fig. 481. — Four de Stetefeldt; coupe verticale suivant CC de la figure 478.

d'air. Les gaz des foyers montent dans l'espace α et arrivent ensuite au-dessus de la plaque de fonte supérieure, d'où ils descendent pour se rendre finalement

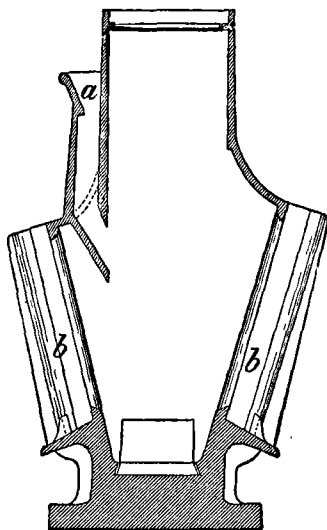


Fig. 482. — Auge pour bocardage à sec.

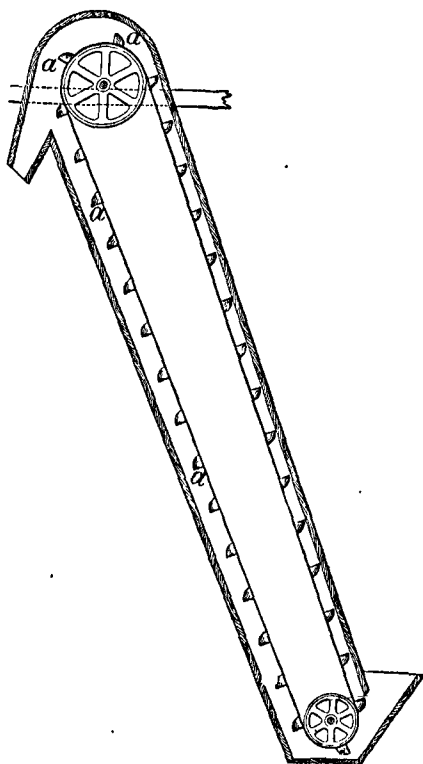


Fig. 483. — Elévateur Belt ; coupe verticale.

dans la cheminée par le canal *k*. *y, y* sont des canaux ménagés dans les parois latérales étroites du four, qui permettent aux gaz de descendre à l'extrémité des plaques. *e, e* sont des ouvertures par lesquelles on peut observer la marche de l'opération et introduire des instruments, dans le cas où il vient à se produire des obstructions. La hauteur de la cuve du four jusqu'à l'extrémité de la trémie est de 6^m,40. Sa longueur s'élève à 2^m,20 et sa largeur à 1^m,20.

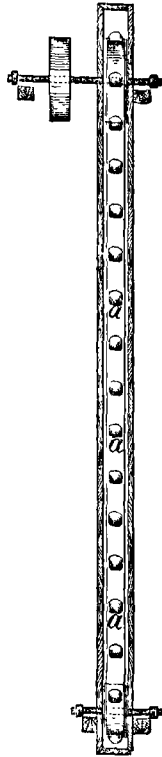


Fig. 484. — Elévateur Belt ; vue de la courroie à godets, la paroi antérieure de sa boîte étant enlevée.

Dans ce four, que l'auteur a vu fonctionner au *Lexington Mill*, près *Butte City* (Montana), on dessèche aussi bien les minerais que le sel. En 24 heures, on dessèche dans un four 15 à 25 tonnes de minerais ou 6 à 8 tonnes de sel, avec une consommation de 1 corde de bois. Le service d'un four est fait par 1 homme dans la journée de 12 heures.

La *pulvérisation du minerai* peut être effectuée à l'aide des dispositifs les plus différents (moulins à meules verticales, arrastres, moulins à boulets, bocards). Aux *Etats-Unis*, on emploie exclusivement les *bocards californiens* décrits précédemment. Le minerai desséché est transporté encore chaud par un ouvrier dans des brouettes en fer des appareils à dessiccation aux alimentateurs automatiques décrits page 608, desquels il tombe dans les auges des bocards. De ces derniers, le minerai pulvérisé sort d'un seul côté ou de deux. Les tamis

à travers lesquels il passe sont en toile de laiton ; le nombre des mailles par pouce courant ($0^m,0254$) varie de 30 à 100. La disposition d'une auge pour bocardage à sec avec tamis sur les deux côtés longs est représentée par la figure 482. *a* est l'ouverture de chargement ; *b*, *b* sont les cadres des tamis. Le minerai bocardé passe de l'auge aux vis d'Archimède qui le conduisent dans un local, duquel il est monté par un élévateur aux trémies d'alimentation du four de grillage. La disposition d'un pareil élévateur, dit élévateur Belt, est représentée par les figures 483 et 484. *a*, *a* sont des godets en tôle qui sont fixés sur une courroie. Afin d'empêcher la dispersion des particules de minerai, l'élévateur est enfermé dans une boîte en bois.

*Egleston*¹ a réuni dans le tableau suivant différentes indications relatives au bocardage à sec dans quelques usines des *Etats-Unis de l'Amérique du Nord* :

	White Pine Stanford Mill	Pioche Raymond and Ely Mill	White Pine interna- tional Mill	Butte City Lexington Mill
Nombre des auges de bocard . . .	6	6	6	10
Décharge d'un ou de deux côtés .	2	2	2	1
Nombre des pilons dans chaque auge	5	5	5	5
Nombre total des pilons	30	30	30	50
Poids d'un pilon en kilogr.	330,2	330,2	302,2	380,56
Hauteur de chute en centimètres .	20	20	19	18-20
Nombre de coups par minute . . .	95	95	93	94
Tonnes de minerai bocardées en 24 heures	52	48	33	60
Rendement d'un pilon par 24 heures en tonnes	1,73	1,6	1,1	1,2

Grillage chlorurant des minerais.

Il consiste en un grillage avec du *chlorure de sodium*. Il est indispensable pour obtenir un bon grillage, abstraction faite des minerais contenant du peroxyde de manganèse, que les minerais renferment une certaine quantité, mais pas trop grande, de *pyrites*, parce que celles-ci donnent lieu à la formation de sulfates et d'acide sulfurique libre, lesquels décomposent le sel. S'il y a trop peu de pyrites dans les minerais, on ajoute à ces derniers des corps qui dégagent à chaud de l'acide sulfurique, comme les mattes brutes et les sulfates de fer et de cuivre. Si les minerais contiennent trop de pyrites, on les grille d'abord sans addition de sel.

La *quantité de pyrites* (la teneur en matte brute) nécessaire pour le grillage oscille, suivant la nature des minerais, entre 6 et 30 p. 100. Tandis que dans le temps où l'amalgamation était encore pratiquée à *Freiberg*, on travaillait avec une teneur de 20 à 30 p. 100 en matte brute, dans la plupart des usines des *Etats-Unis de l'Amérique du Nord*, 6 à 10 p. 100 suffisent. Les minerais renfermant du

¹ *Silver, Gold and Mercury*, t. I, p. 185.

peroxyde de manganèse n'ont pas besoin de contenir de pyrites pour le grillage chlorurant.

La *quantité du sel* nécessaire pour ce grillage dépend principalement de la nature des substances étrangères contenues dans les minerais, des dispositifs de grillage et de la manière dont l'opération est conduite dans ces derniers. La pyrite, la blende, le spath calcaire, la dolomite, le spath fluor exigent pour leur décomposition de l'acide sulfurique ou du chlore et augmentent considérablement, s'ils sont en grande quantité, la consommation de sel. Suivant la quantité des substances en question, la proportion du sel ajouté varie entre 3 et 20 p. 100 du poids des minerais. Lorsque la teneur en pyrite de ceux-ci est élevée, on diminue la dose du sel, parce que celui-ci n'est ajouté qu'après un grillage oxydant poussé jusqu'à un certain degré.

Le *grillage chlorurant* est toujours combiné avec un *grillage oxydant*. Par ce dernier, les sulfures sont convertis en oxydes et en sulfates. Une partie des sulfates se transforme avec le chlorure de sodium en chlorures et sulfate de sodium, une autre partie est décomposée par la chaleur en oxydes ou métaux et acide sulfurique à l'état de vapeurs. L'anhydride sulfurique décompose à son tour le chlorure de sodium, en formant du sulfate de sodium et dégageant du chlore. Si de l'anhydride sulfurique arrive au contact de vapeur d'eau, il se produit de l'hydrate d'acide sulfurique, qui du chlorure de sodium dégage de l'acide chlorhydrique, avec formation de sulfate de sodium.

Le chlore libre transforme les sulfoarséniures et les sulfoantimoniures en chlorures métalliques, en donnant en même temps naissance à du chlorure de soufre ou à des chlorures d'arsenic et d'antimoine.

L'acide chlorhydrique chlorure les oxydes, les sulfates, les arsénates et les antimonates qui existent dans les minerais ou qui se sont produits pendant le grillage oxydant, réaction dans laquelle il se forme, outre des chlorures métalliques, de l'eau et du chlorure de soufre ou du chlorure d'arsenic, du chlorure d'antimoine et du chlore.

Des chlorures volatils peuvent prendre naissance par suite de la réaction de chlorure de sodium sur des sulfates, ainsi que par l'action de chlore et d'acide chlorhydrique sur les corps en question. Parmi ces chlorures, le perchlorure de fer et le bichlorure de cuivre cèdent une partie de leur chlore à l'argent métallique, aux sulfures, aux arséniures et antimoniures, ainsi qu'aux sulfates, arsénates et antimonates, en se transformant eux-mêmes en protochlorures.

Comme résultat du grillage, on obtient la majeure partie de l'argent à l'état de chlorure, avec de petites quantités de minerais d'argent indécomposés, d'arsénates et d'antimonates d'argent, le fer principalement à l'état de peroxyde, ainsi que sous forme de perchlorure, de protochlorure et de sulfure, le manganèse à l'état de peroxyde, de sulfate et de chlorure, le cuivre sous forme de bioxyde avec de petites quantités de sulfate, de protochlorure et de bichlorure, le zinc à l'état d'oxyde, de sulfate et de chlorure, le plomb sous forme d'oxyde, de sulfate et de chlorure basique, le nickel et le cobalt à l'état d'oxydes, de sulfates, de chlorures et d'arsénates.

Dans le grillage en *fours à flamme à sole avec laboratoire fixe et travail manuel*, on distingue les périodes de *réchauffage*, de *désulfuration* et de *grillage proprement dit*.

Dans la première période, les masses chargées dans les fours sont réchauffées et ainsi préparées pour les réactions qui doivent s'y produire dans les périodes

suivantes. Dans la période de désulfuration ou d'oxydation, on provoque la formation de sulfates aux dépens des sulfures. Dans la période de grillage proprement dit, en augmentant l'intensité de la chaleur, on produit la décomposition du chlorure de sodium de la manière indiquée précédemment et la formation de chlorure d'argent.

Dans les *fours avec laboratoire rotatif et travail continu*, ainsi que dans le *four de Stetefeldt*, qui maintenant sont employés dans la plupart des usines, ces périodes ne peuvent plus être nettement distinguées.

Actuellement, dans la plupart des usines, le grillage n'est même plus poussé jusqu'à ce que tout l'argent soit transformé en chlorure ; on retire le minerai du four *avant la chloruration complète de l'argent* et on l'abandonne, réuni en grandes masses, à un *refroidissement lent* (pendant 12 à 13 heures), pendant lequel se produit la chloruration de l'argent non transformé en chlorure. La quantité de l'argent non chloruré peut s'élever à 40 p. 100 de la teneur du minerai en ce métal.

De la *teneur en argent* des minerais, 95 p. 100 au moins sont transformés en chlorure par le *grillage chlorurant* ou le *grillage avec chloruration complémentaire*.

Le *grillage chlorurant* est presque toujours effectué *en fours à flamme*. Les fours à mouffes ne sont employés qu'exceptionnellement à cause de la grande dépense en combustible qu'ils exigent.

On se sert aussi bien de *fours à flamme à sole* ou *fours à réverbère proprement dits* que de *fours à flamme à cuve*.

Parmi les *fours à réverbère proprement dits avec laboratoire fixe*, nous devons mentionner les fours à râbles avec une ou deux soles, les fours à pelletage continu et le four O' Harra ; parmi ceux *avec laboratoire mobile*, nous signalerons les fours de Brückner, de White et d'Howell ; parmi les *fours à flamme à cuve*, un seul est employé, celui de Stetefeldt.

Parmi les fours à *laboratoire fixe* on devra toujours préférer aux fours à flamme à travail intermittent (fours à râbles) les *fours à pelletage continu* et le *four O' Harra*, qui ont déjà été décrits précédemment (p. 63 et 66), parce que dans les premiers on ne peut pas passer dans le même temps une aussi grande quantité de matières que dans les seconds et qu'en outre ils consomment plus de combustible.

Mais les fours à pelletage continu ont été remplacés aux *Etats-Unis de l'Amérique du Nord* par les fours à flamme avec *laboratoire rotatif* et le *four à flamme à cuve de Stetefeldt*. Dans ces fours, le grillage a lieu sans que les ouvriers aient à s'en occuper et, avec une faible dépense de combustible et de main-d'œuvre, la chloruration de l'argent y est poussée très loin.

Le premier four avec laboratoire rotatif qui ait été imaginé est le *four Brückner* à travail intermittent, décrit précédemment (p. 70). Au début, afin d'obtenir un meilleur brassage des minerais, on le munit d'un diaphragme, que plus tard on reconnut comme peu convenable et qu'on abandonna. Vinrent ensuite le four *White* à travail continu, également déjà décrit (p. 71), puis comme perfectionnement de ce dernier, le *four Howell*, qui est représenté par la figure 485. Le four Howell se distingue de celui de White en ce que, dans sa partie inférieure tournée vers le foyer F (1/3 de sa longueur), il est plus large que dans la partie correspondant au rampant N. La partie large du cylindre est garnie intérieurement d'un revêtement en briques réfractaires, tandis que la partie

plus étroite du cylindre, formée de plusieurs pièces de fonte, ne possède pas de revêtement. La paroi du cylindre est munie intérieurement de nervures en fonte, qui lorsque l'appareil tourne soulèvent le minerai et le laissent ensuite retomber dès qu'il a atteint son angle de chute naturelle. Pour chauffer (pour chlorurer) les poussières entraînées, ce four (comme celui de White) possède souvent un foyer auxiliaire Z. On donne au cylindre une longueur de 7^m,315 ou de 8^m,229, et un diamètre de 1^m, 1^m,30 ou 1^m,50. La quantité de minerai qui peut y être passée en 24 heures, varie, suivant les dimensions de l'appareil et la nature du minerai, de 15 à 20 tonnes pour les fours les plus petits (7^m,315 de lon-

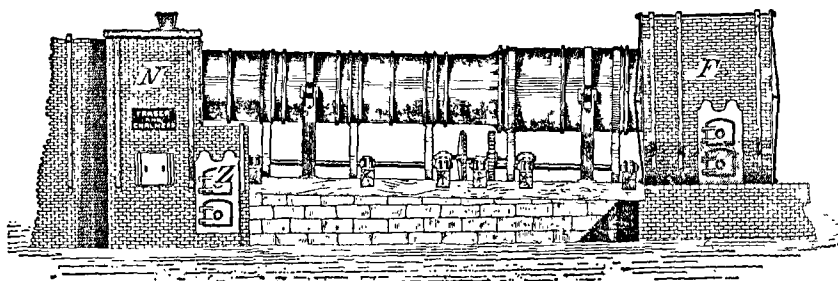


Fig. 483. — Four de grillage rotatif, système Howell.

gueur et 1^m de diamètre), de 20 à 30 tonnes pour les fours moyens (8^m,229 de longueur, 1^m,30 de diamètre) et de 30 à 45 tonnes pour les grands fours (8^m,229 de longueur, 1^m,50 de diamètre).

Le four *White* véritable, décrit précédemment, a les mêmes dimensions que le four *Howell* et on peut y passer en 24 heures la même quantité de minerai.

La quantité de minerai qui peut être grillée dans le four *Brückner* est, par suite de sa marche intermittente, plus petite que celle que l'on peut passer dans le même temps dans les fours *White* et *Howell*. Avec le four *Brückner*, la consommation de combustible est aussi plus grande que dans les deux derniers fours. On grille en 24 heures dans le four *Brückner* 3 à 10 tonnes de minerai, suivant la nature de ces derniers, et on transforme en chlorure jusqu'à 96 p. 100 de leur teneur en argent. Avec le four *Brückner*, le sel ne peut pas être ajouté dès le début du grillage, tandis que avec les fours *White* et *Howell* il doit être chargé avec le minerai. La consommation de combustible s'élève avec le four *Brückner* à 408 kilogr. par tonne de minerai, avec le four à pelletage continu à 272 kilogr., avec les fours *White* et *Howell* à 136 kilogr., avec le four *Stetefeldt* à 90 kilogr. *Le degré de chloruration est le même dans les différents fours.*

Brückner a plus tard proposé de placer plusieurs cylindres les uns au-dessus des autres, afin d'obtenir un travail continu avec son appareil. Mais cette modification ne semble pas être entrée dans la pratique.

Parmi les fours à laboratoire rotatif, les seuls que l'on emploie actuellement, pour le grillage chlorurant des minerais d'argent, sont ceux de *White* et d'*Howell*, à cause des avantages qu'ils présentent.

Le four *Stetefeldt*, au point de vue du degré de la chloruration, de la consommation de combustible et de la quantité de minerai que l'on peut griller en un temps déterminé, fournit des résultats également avantageux et il est au moins égal aux fours nommés en dernier lieu.

Il est en usage dans un grand nombre d'usines de l'Ouest des Etats-Unis. Il représente une cuve munie de deux foyers à grille latéraux. Le minerai à griller tombe librement dans la cuve, pendant que les gaz des foyers montent dans celle-ci. Par une ouverture qui se trouve dans la partie supérieure de la cuve,

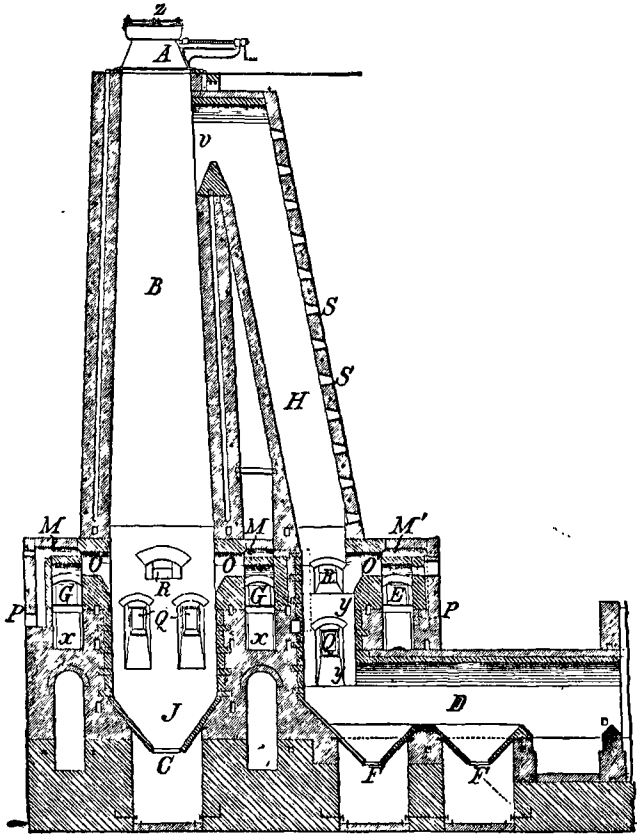


Fig. 486. — Four de Stetefeldt pour le grillage chlorurant des minerais d'argent.

les gaz se rendent avec une portion des minerais dans un canal abducteur, dont la partie inférieure est également chauffée par un foyer à grille, et ensuite dans une chambre où sont recueillies les poussières entraînées. De cette dernière, les gaz provenant des foyers et du grillage passent encore dans une série de canaux à poussières, où se déposent les particules de minerai qu'ils renferment encore, et se rendent finalement dans une cheminée tirant bien.

La disposition du four Stetefeldt est représentée par la figure 486.

B est la cuve, dans laquelle, à l'aide d'un alimentateur mécanique Z (qui est représenté isolément par la figure 487), le minerai en poudre mélangé avec du sel est introduit d'une manière continue. La cuve est chauffée par les deux foyers à grille G, G, dans lesquels l'air nécessaire à la combustion pénètre par les cen-

driers α, α . Les gaz émanant des foyers pénètrent dans la cuve par les ouvertures O, O. De l'air est introduit dans la cuve par les canaux M, M. Cet air sert pour le grillage oxydant et pour la combustion complète des gaz sortant par les ouvertures O, O. Par une ouverture v , qui se trouve en haut de la cuve, les gaz des foyers pénètrent, avec une partie du minerai, dans le canal descendant II, dont la partie y est chauffée par le foyer à grille E. Les gaz émanant de ce dernier passent par l'ouverture O'. De l'air pénètre par le canal M'. De y , les gaz se rendent en D, puis dans les canaux à poussières et enfin dans la cheminée. Le tirage du four est réglé au moyen d'un registre dont la cheminée est munie. Une portion du minerai grillé se rassemble dans la trémie J établie dans la portion inférieure de la cuve B, l'autre portion sur le fond de la chambre à poussières D, qui de même que le fond de la cuve est muni de trémies. Toutes les trémies peuvent être ouvertes ou fermées au moyen de registres (C, F). Le minerai grillé est vidé dans des wagonnets poussés sous les trémies.

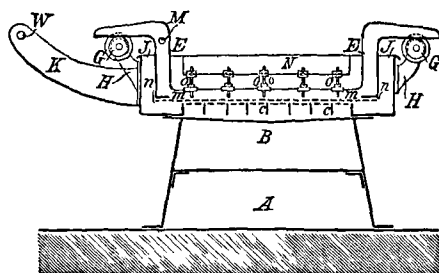


Fig. 487.— Alimentateur du four Stetefeldt.

R et Q sont des portes pour le nettoyage de la cuve ou pour l'introduction d'air dans celle-ci. S, S sont des ouvertures pour le nettoyage du canal abducteur H (c'est-à-dire pour détacher les masses agglomérées).

L'alimentateur est représenté par la figure 487. Il se compose d'une plaque de tôle perforée mm , au-dessus de laquelle se trouve un tamis en tôle de fer n , auquel on peut imprimer un mouvement de va et vient. La tôle perforée est fixée sur une grille en fonte cc . Le tamis n forme le fond du châssis EE reposant sur les galets G, G. En déplaçant au moyen de vis les supports des galets H, on peut rapprocher ou éloigner l'un de l'autre les deux tamis m et n . Le châssis E est pourvu d'un arbre M, qui est relié à un excentrique W supporté par le bras K. Par le mouvement de l'excentrique, le châssis E, et avec lui le tamis n , est entraîné dans un mouvement de va et vient. o, o sont des lames de tôle placées transversalement et fixées aux parois latérales du châssis ; ces lames qui peuvent être déplacées verticalement au moyen de vis, descendent tout près du fond du châssis et assurent la répartition uniforme du minerai chargé. Sous l'influence du mouvement de va et vient du châssis, le minerai tombe sur le tamis inférieur c et passant à travers ce dernier il arrive dans la cuve du four. On règle la quantité de minerai à verser dans l'alimentateur sur le nombre des secousses du châssis (20 à 60 par minute), sur la distance entre les deux tamis et aussi sur la hauteur du bord inférieur des lames de tôle o, o au-dessus du fond du châssis.

Suivant la nature du minerai et la quantité que l'on désire griller en un temps

déterminé, la hauteur du four oscille entre 9^m,14 et 14^m,60. La section horizontale de la cuve est carrée et a 1^m,31 à 1^m,82 de côté, suivant la capacité que l'on veut donner au four.

La quantité de minerai qui peut être grillée dans un four Stetefeldt dépend de la nature des minerais et surtout de celle des matières étrangères qu'ils renferment. Ainsi, d'après *Egleston*, on passe en 24 heures à l'*Ontario Mill (Utah)*, visité par l'auteur, 55 tonnes de minerai, à la *Northern Belle (Néevada)*, 55 à 70 tonnes et au *Lexington Mill (Montana)*, également visité par l'auteur, 30 tonnes, avec des minerais contenant de la pyrite, de la blende et de la galène.

Du minerai grillé, une moitié environ se rassemble sur le fond de la cuve principale, l'autre moitié dans la chambre à poussières, et 80 p. 100 environ de cette dernière moitié tombent dans la première trémie de la chambre.

Le minerai sortant du four est amoncelé dans des locaux particuliers (*cooling floors* — refroidisseurs), où il est abandonné pendant 12 heures au moins à un lent refroidissement, durant lequel il se produit une chloruration complémentaire. On laisse le minerai aussi longtemps que possible dans la chambre à poussières, parce qu'il s'y produit également une chloruration complémentaire.

La quantité de l'argent transformé en chlorure s'élève à 90-95 p. 100 de la teneur du minerai, lorsqu'on a laissé celui-ci se refroidir pendant un temps suffisamment long. Ainsi, d'après les indications du directeur du *Lexington Mill*, près *Butte City (Montana)*, elle s'élève à 65 p. 100 immédiatement après la chute du minerai dans la cuve principale et à 75-80 p. 100 après un séjour de 2 heures sur le fond de cette dernière, et dans la première chambre à poussières elle est égale à 72-78 p. 100. Après un séjour de 36 à 48 heures dans le refroidisseur, la quantité d'argent chlorurée s'élève à 92-93 p. 100. (L'amalgamation donne 94 p. 100 de la teneur en argent des minerais.)

La quantité du sel à ajouter varie de 3 à 18 p. 100 du poids des minerais, suivant la nature de ceux-ci, et elle doit être déterminée par des expériences particulières. Au *Lexington Mill*, par exemple, elle s'élève à 10-10,5 p. 100.

La consommation de combustible dépend de la nature des minerais et de la quantité passée en un temps déterminé. En grande moyenne, elle oscille entre 1,5 et 2 cordes de bois par 24 heures. On admet, d'après *Egleston*, que 2,5 à 2,75 cordes de bon bois sec sont nécessaires pour griller en 24 heures 20 à 25 tonnes de minerai. Au *Lexington Mill*, on passait en 24 heures dans un four Stetefeldt, à l'époque de la présence de l'auteur dans cette usine, 40 tonnes de minerai, avec une consommation en bois de 2,5 à 3 cordes.

Le four est desservi dans la journée de 12 heures par 3 hommes, dont 1 pour le chauffage et la surveillance de l'alimentateur et 2 pour la décharge du four et le refroidissement du minerai.

Le four convient pour des minerais avec les teneurs en argent les plus différentes. Ainsi, la teneur des minerais soumis au grillage est : à *Reno* de 30 à 800 onces à la tonne, à *Manhattan* de 100 onces, au *Lexington Mill* de 40 à 60 onces, à l'*Ontario Mill* de 60 à 100 onces, à la *Northern Belle* de 30 à 100 onces.

D'après ces indications, le four Stetefeldt doit être considéré comme un des meilleurs pour le grillage chlorurant des minerais d'argent et il mérite d'être

aussi employé en Europe lorsqu'il s'agit de soumettre au grillage chlorurant de grandes quantités de minerais d'argent.

Parmi les fours dont il vient d'être question, on ne devra plus en général se servir des fours à réverbère ordinaires ; on emploiera les fours à pelletage continu ou les fours à réverbère à plusieurs soles si la main-d'œuvre est peu chère, si l'on a des ouvriers expérimentés et s'il ne s'agit de traiter que de petites quantités de minerais, tandis qu'on aura recours aux fours de White ou de White-Howell ou de Stetefeldt, si la main-d'œuvre est chère, si l'on manque d'ouvriers expérimentés et si l'on a à traiter de grandes quantités de minerais.

Amalgamation en tonneaux.

Elle est effectuée dans des tonneaux rotatifs, établis horizontalement. Elle porte aussi le nom d'*amalgamation européenne*, parce qu'elle a été inventée et perfectionnée en Europe. Lorsque *Born*, de Vienne, eut imaginé le grillage chlorurant des minerais d'argent et qu'il l'eut combiné à *Schemnitz* (Hongrie), en 1786, avec l'amalgamation dans des chaudières en cuivre (procédé du cazo), *Gellert* introduisit à *Freiberg* le grillage chlorurant des minerais d'argent et l'amalgamation des minerais grillés dans des tonneaux en bois, qui, d'après les indications du *Ruprecht*, furent placés en position horizontale et rendus rotatifs.

Le plus grand atelier d'amalgamation avec tonneaux rotatifs fut établi en l'année 1790 dans l'*usine d'Halsbrücke*, près *Freiberg*, et il fonctionna jusqu'en 1857. De cette usine, l'amalgamation en tonneaux se répandit dans un grand nombre d'autres établissements métallurgiques de l'Europe, ainsi que dans quelques usines de l'Amérique. En Europe, on lui a substitué des procédés par fusion, des procédés par voie humide et des procédés électrométallurgiques ; en Amérique, elle a été remplacée par l'amalgamation en chaudières. C'est pour cela qu'actuellement elle n'est plus que très-rarement employée (*Arany-Idka*, en Hongrie). On y soumettait non-seulement des minerais, mais encore des produits métallurgiques (mattes, cuivre noir, speiss)¹.

Les *minerais grillés*, qui renferment encore un excès de chlorure de sodium, sont d'abord traités pendant un certain temps dans les tonneaux par des morceaux de fer et de l'eau. L'eau dissout le chlorure de sodium, qui à son tour dissout le chlorure d'argent. De cette dissolution l'argent est précipité par le fer. En même temps, le perchlorure de fer est transformé de protochlorure. Le bichlorure de cuivre est réduit en protochlorure. Le perchlorure de fer et le bichlorure de cuivre ne peuvent plus par suite avoir d'action nuisible sur le mercure à ajouter ultérieurement, qu'ils transforment, comme on le sait, en protochlorure, ce qui donne lieu à des pertes de mercure. (Lorsqu'on a affaire à des produits métallurgiques cuprifères, qui après le grillage renferment toujours de grandes quantités de sels de cuivre, on remplace les morceaux de fer par des morceaux de cuivre, parce que le cuivre est par le fer précipité des sels cupriques à l'état de grande division, dans lequel il est absorbé par le mercure. De gros morceaux de cuivre ne sont au contraire que peu attaqués par le mercure.) Quelques heures plus tard, on ajoute le mercure, afin d'amalgamer l'argent.

La disposition d'un tonneau d'amalgamation est mise en évidence par la

¹ K. Winkler, *Europäische Amalgamation des Silbererze*. Freiberg, 1848.

figure 488. C'est un tonneau en bois de chêne ou de sapin de 0^m,90 à 1^m,30 de diamètre dans sa partie la plus large et 1^m à 1^m,50 de longueur, qui sur ses deux fonds est muni d'un disque en fer avec tourillons venus de fonte avec lui. Ces tourillons reposent sur des supports particuliers, de façon que le tonneau puisse tourner. La rotation est produite par engrenage d'une roue dentée dans un cercle denté entourant le tonneau. Afin de favoriser le mélange des masses et aussi pour assurer une durée plus longue aux tonneaux, ceux-ci sont munis dans leur partie renflée de chevilles en bois enfoncées dans les douves et faisant saillie à l'intérieur. Le tonneau est rempli et vidé par la bonde *d*, qui pendant la rotation est maintenue fermée au moyen d'un étrier et d'une vis de pression.

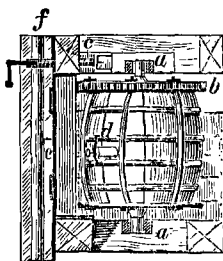


Fig. 488. — Tonneau d'amalgamation.

Les figures 489 et 490 représentent une installation de 4 tonneaux d'amalgamation. *g, g* sont les tonneaux, qui sont mis en mouvement rotatoire par les roues dentées *k, k*. *v, v* sont les trémies de chargement, dont la partie inférieure est munie de tuyaux en cuir *r, r*, par lesquels les corps à amalgamer sont introduits dans les tonneaux. *o* est une rigole pour l'introduction du mercure. Elle est pourvue pour chaque tonneau d'une ouverture que l'on peut fermer à l'aide d'un tampon et devant laquelle peut être posée une gouttière, dont l'extrémité vient se placer au-dessus de la bonde du tonneau. *n, n* sont des rigoles, dans lesquelles, à l'aide des tubes *v, v* et de tuyaux que l'on fixe à la bonde des tonneaux, on peut écouler l'amalgame de ces derniers.

On introduit dans le tonneau 150 kilogr. d'eau, 500 à 700 kilogr. du minerai grillé et 50 à 55 kilogr. de morceaux de fer de 18 centimètres cubes de grosseur et en forme de cubes à angles arrondis. On met ensuite le tonneau en mouvement pendant 2 heures, en lui faisant subir 10 à 12 rotations par minute.

Pendant ce temps ont lieu, comme on l'a déjà dit, la séparation de l'argent à l'état métallique et la réduction du perchlorure de fer et du bichlorure de cuivre en protochlorures. Les combinaisons chlorées du cobalt, du nickel, du zinc et du manganèse restent indécomposées.

La masse de minerai qui se trouve dans le tonneau a dans ce temps acquis l'homogénéité et la *consistance du miel* nécessaires pour une bonne amalgamation.

Maintenant (au bout de 2 heures), on arrête la rotation du tonneau, puis on y fait couler 150 à 230 kilogr. de mercure, on le remet en mouvement et on le fait tourner pendant 18 à 20 heures avec une vitesse de 20 à 22 tours par minute.

Pendant ce temps, se produisent l'amalgamation de l'argent séparé et la décomposition du chlorure d'argent resté indécomposé. En même temps, il se

développe un courant galvanique entre le fer, le mercure et l'eau contenant les différents sels (NaCl, etc.), et la température s'élève jusqu'à 30°.

Pour séparer l'amalgame d'avec les résidus, le tonneau, qui n'était plein qu'aux

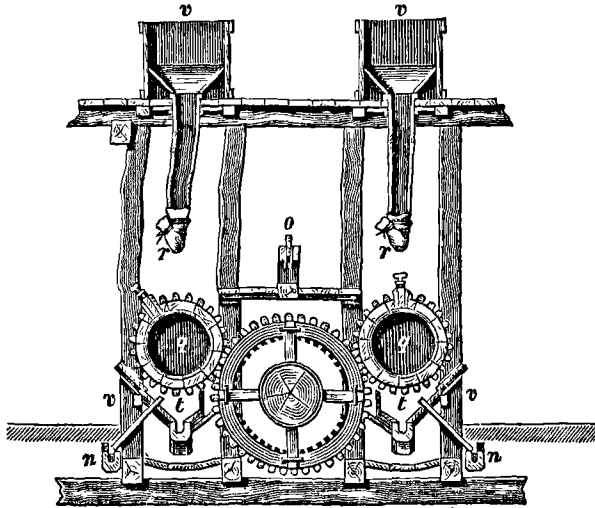


Fig. 489. — Tonneaux d'amalgame ; coupe verticale suivant MN de la figure 490.

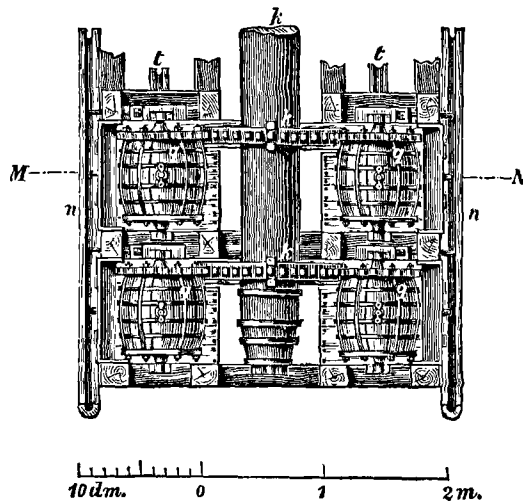


Fig. 490. — Quatre tonneaux d'amalgame avec l'arbre moteur ; projection horizontale.

deux tiers, est complètement rempli avec de l'eau et remis en rotation pendant 2 heures encore avec une vitesse de 8 à 9 tours par minute. On retire ensuite de la bonde un bouchon en fer qui fermait le canal central dont elle est munie et l'on obtient ainsi une ouverture pour la sortie de l'amalgame. Dans cette ouver-

ture on introduit un tuyau, par lequel on laisse l'amalgame s'écouler dans le tube *v* (voy. le dessin) et de ce dernier dans la gouttière *n*, qui le conduit dans un réservoir collecteur. Après l'écoulement de l'amalgame, on débouche entièrement la bonde et on écoule les résidus. Ces derniers se rendent par une gouttière (*t*, fig. 489) qui se trouve au-dessous du tonneau dans une cuve, où ils sont séparés par lavage des derniers restes d'amalgame. Du liquide provenant du lavage, on retirait autrefois du sel de Glauber en l'évaporant, après clarification dans des bassins, et le laissant cristalliser.

L'amalgame obtenu est lavé dans des écuelles, des cuves ou des auges et ensuite introduit dans des sacs en coutil, afin de séparer le mercure en excès d'avec l'amalgame.

On a aussi comprimé l'amalgame, mais on obtenait alors du mercure argentifère. Le mercure filtré à travers les sacs de coutil ne contenait que 0,06 p. 100 d'argent, tandis que celui qui était séparé par compression de l'amalgame en renfermait 1,12 p. 100. L'amalgame de Freiberg qui se rassemblait dans la partie supérieure des sacs contenait 10 à 12 p. 100 d'argent et 4 à 6 p. 100 de cuivre, plomb et antimoine.

L'amalgame est distillé dans des tubes en fonte ou dans des cloches.

La *perte en mercure* dans l'amalgamation en tonneaux est peu importante. Elle s'élève à 0,044-0,09 p. 100 du poids du mercure ou à 22-45 parties pour 100 parties d'argent extrait.

La *perte en argent* est de 5 à 10 p. 100 de la teneur en métal précieux des minerais, y compris les pertes qui se produisent pendant le grillage de ces derniers, pendant la distillation de l'amalgame et le raffinage de l'argent.

A *Freiberg*, des minerais tenant 0,09 à 0,26 p. 100 d'argent étaient grillés pendant 4 à 5 heures dans de petits fours à réverbère hongrois à double sole, par quantités de 250 kilogr., avec 10 p. 100 environ de chlorure de sodium. 500 kilogr. de minerai grillé étaient amalgamés dans les tonneaux décrits précédemment avec 150 kilogr. d'eau, 50 kilogr. de fer en barres et 250 kilogr. de mercure. La perte totale en mercure s'élevait à 0,044 p. 100 du poids du mercure ou à 22 parties pour 100 parties d'argent. La perte en argent était de 3 à 4,5 p. 100.

A *Arany-Idka, en Hongrie*, où l'amalgamation en tonneaux est encore actuellement en usage, des minerais (jamesonite) avec 0,35 à 0,45 p. 100 d'argent, 1 à 2 p. 100 de cuivre, 1,5 à 3 p. 100 de plomb, 0,3 à 0,5 p. 100 de zinc, 10 à 14 p. 100 d'antimoine et peu d'or sont grillés avec 16 p. 100 de chlorure de sodium dans des fours hongrois à double sole. 500 à 700 kilogr. de masse grillée sont amalgamés avec 50 kilogr. de fer, 150 kilogr. d'eau et 175 kilogr. de mercure. La perte en mercure s'élève à 0,09 p. 100 du poids du mercure employé. Il ne reste plus dans les résidus que 0,004 p. 100 d'argent.

En *Amérique*, l'amalgamation en tonneaux n'a été pratiquée que dans un petit nombre de localités au Mexique, dans le Nevada et le Colorado. Aux *Pelican Reduction Works*, près *Georgetown* (Colorado), des minerais plombifères tenant 0,5 p. 100 d'argent et 25 à 30 p. 100 de zinc étaient bocardés à sec et ensuite grillés pendant 10 à 12 heures au four Brückner par quantités de 1500 à 1700 kilogr. Au bout de ce temps, on ajoutait du chlorure de sodium (6 à 10 p. 100 du poids des minerais) et on grillait encore pendant 4 à 6 heures. La masse grillée était tamisée. Les parties restées sur le tamis étaient mouluées et grillées de nouveau. La poudre fine était amalgamée dans des tonneaux de 1^m,20 de diamètre et de 2^m de longueur. La charge s'élevait à 1 tonne de minerai grillé, et la quantité de mer-

cure ajouté à 10 p. 10⁰ du poids du minerai. L'amalgamation durait 18 heures. Pendant les deux premières heures, le tonneau tournait sans addition de mercure. La perte en mercure indiquée était de 500 gram. par tonne de minerai et le rendement en argent de 90 p. 100.

*Amalgamation des mattes cuivreuses*¹.

L'extraction de l'argent des mattes cuivreuses par amalgamation a été en usage de 1832 à 1849 à la *Gottesbelohnungshütte*, près *Hettstädt* ; les mattes ainsi traitées provenaient des *usines du Mansfeld*. Elle remplaça la désargentation du cuivre noir par liquation et fut à son tour remplacée par le procédé Augustin.

Ce mode d'amalgamation offre cela de particulier que la chloruration de l'argent est en partie produite par voie humide.

La matte contenant 0,25 p. 100 d'argent était bocardée, moulue et tamisée. La poudre fine était d'abord grillée, par quantités de 150 kilogr., sur la sole supérieure du four de grillage à réverbère du Mansfeld et ensuite désulfurée sur la sole inférieure. Par ce grillage, l'argent était en majeure partie réduit à l'état de métal, et le cuivre transformé en bioxyde. Avec une solution de chlorure de sodium (contenant une quantité de sel égale à 8 p. 100 du poids du minerai grillé) et 12 p. 100 de chaux, on formait avec la matte ainsi grillée une pulpe, qui était bien desséchée et ensuite moulue. Cette opération, désignée sous le nom de *pétrissage* (*Einsimpfen*), avait pour but de commencer la transformation de l'argent en chlorure. Le *perchlorure de fer* et le *bichlorure de cuivre* formés en même temps étaient décomposés par la chaux et convertis en *hydroxydes*.

La pulpe desséchée, broyée entre des cylindres et ensuite moulue était soumise, en vue de compléter la chloruration de l'argent, à un nouveau grillage dans le four mentionné plus haut. La masse grillée était traitée dans des tonneaux de la même manière que les minerais. L'eau du lavage de l'amalgame contenant du chlorure de sodium (provenant en partie de la réaction du chlorure de calcium sur le sulfate de sodium) était employée pour l'amalgamation. Les résidus lavés étaient fondus pour cuivre noir dans des fours à cuve.

La perte en argent s'élevait à 11-12 p. 100. La majeure partie de l'argent non extrait restait dans le cuivre.

Amalgamation du cuivre noir.

Elle était autrefois usitée en *Hongrie*. A la *Stefanshütte*, où on la pratiquait encore dans ces derniers temps, elle a été remplacée par l'électrolyse.

Pour la pulvérisation, le cuivre noir devait être chauffé au rouge. Dans cet état, il était réduit en grenailles à l'aide du bocard, ou bien après avoir été chauffé jusqu'à consistance pâteuse il était broyé avec des marteaux en bois.

Le cuivre noir ainsi concassé était moulu et tamisé. La poudre fine était grillée avec du chlorure de sodium dans les fours à réverbère hongrois mentionnés précédemment. Pendant le grillage, l'argent était chloruré partie directement par le chlorure de sodium, partie par le bichlorure de cuivre. Le sodium du chlorure de sodium était en même temps transformé en soude. Afin de décomposer les sels basiques, on élevait la température vers la fin du grillage. En

¹ K. Winkler, *loc. cit.*

ajoutant de la pyrite et du sulfate ferreux, on activait l'opération. Les réactions chimiques étaient dans ce cas les mêmes que lors du grillage de sulfures métalliques; de même que les sulfates et le chlorure de sodium se décomposaient mutuellement, de même aussi il se dégagait du chlore et de l'acide chlorhydrique du chlorure de sodium par l'action d'anhydride sulfurique ou d'hydrate d'acide sulfurique sur ce dernier.

Le produit du grillage était amalgamé dans des tonneaux rotatifs. Au lieu de morceaux de fer, on employait des balles de cuivre, parce que du cuivre aurait été par le fer précipité des sels cupriques à l'état très-divisé et absorbé par le mercure. On aurait ainsi obtenu un amalgame riche en cuivre, dont la distillation aurait donné un argent très-riche en cuivre. Cet inconvénient est évité par l'emploi des balles de cuivre, parce que le cuivre à l'état compact n'est que très-faiblement amalgamé par le mercure. L'argent est précipité du chlorure d'argent par les balles de cuivre, qui réduisent en protochlorures le bichlorure de cuivre et le perchlorure de fer.

A *Stefanskütte*, près *Kaschau*, la poudre de cuivre noir était grillée par quantités de 280 kilogr., avec addition de 10 p. 100 de sel, dans un four à réverbère hongrois à deux soles. Elle restait 10 heures sur la sole supérieure et 5 heures sur l'inférieure. La masse grillée était tamisée. La poudre fine était traitée pendant 2 heures dans le tonneau à amalgamation par quantités de 600 à 750 kilogr., avec 50 kilogr. de balles de cuivre, une solution chaude de sel et un peu de lait de chaux. On ajoutait ensuite 200 kilogr. de mercure et on amalgamait pendant 18 heures¹.

Un procédé analogue a été employé à *Schmölnitz* pour le traitement du cuivre noir avec 0,37 à 0,5 p. 100 d'argent.

Les résidus de l'amalgamation étaient, après lavage, traités pour cuivre.

La *perte en argent* était, d'après *Winkler* (loc. cit.), de 3,75 p. 100, dont 2,5 p. 100 restaient dans le cuivre. La *perte en mercure* était égale à 0,1 p. 100 du poids du cuivre noir.

Pour les *cuvres noirs ne contenant ni plomb ni or*, l'amalgamation se montrait *supérieure* à l'emplombage. Mais lorsque le cuivre noir renfermait du plomb, celui-ci passait dans l'amalgame, tandis que l'or n'était qu'incomplètement extrait par le mercure.

Actuellement, l'amalgamation du cuivre noir est partout remplacée par des procédés par voie humide (procédé Augustin, lixiviation par l'acide sulfurique) et par l'électrolyse.

Amalgamation des speiss.

Afin d'éliminer aussi complètement que possible l'arsenic et l'antimoine, les speiss doivent d'abord être soumis à un grillage oxydant, après lequel a lieu le grillage chlorurant avec addition de sel et de sulfate de protoxyde de fer.

Le chlorure de sodium convertit en chlorure l'argent que le grillage oxydant avait fait passer à l'état de métal et d'arséniate ou d'antimoniate. Les arséniates basiques des métaux non précieux qui se trouvent dans la masse grillée sont aussi transformés en chlorures, parmi lesquels le perchlorure de fer et le bichlorure de cuivre exercent à leur tour une action chlorurante sur l'argent et l'arséniate ou l'antimoniate d'argent. Le sulfate ferreux active le grillage chlorurant,

¹ Winkler, loc. cit.

son acide sulfurique dégageant du chlorure de sodium du chlore et de l'acide chlorhydrique et le perchlorure de fer formé à ses dépens exerçant sur l'argent son action chlorurante.

Avec des speiss cuprifères, on emploie, à la place de morceaux de fer, des morceaux ou des balles de cuivre.

L'amalgamation des speiss était autrefois en usage à Oberschlema, en Saxe, et à Stefanshütte, dans la Hongrie supérieure.

A *Oberschlema*¹, les speiss arsénico-cobaltiques étaient d'abord soumis à un grillage préalable, pendant lequel l'acide arsénieux dégagé était recueilli dans des condensateurs. Ils étaient ensuite moulus et tamisés. La poudre fine était ensuite grillée pendant 6 heures, par quantités de 200 à 225 kilogr., avec 8 p. 100 de sel et 2 p. 100 de sulfate ferreux déshydraté. La masse grillée était tamisée. La poudre fine était soumise à l'amalgamation dans des tonneaux rotatifs, avec addition de morceaux de fer. La poudre grossière était moulue et de nouveau grillée avec 2 p. 100 de sel et 0,5 p. 100 de sulfate ferreux.

A la *Stefanshütte*, on grillait à basse température pendant 6 heures, dans des fours à réverbère hongrois, 350 à 450 kilogr. de speiss d'antimoine provenant du traitement de cuivres gris et qui contenaient 27 p. 100 de cuivre, 62 p. 100 d'antimoine, 9 p. 100 de fer, 1 à 2 p. 100 de soufre et 0,20 à 0,28 p. 100 d'argent. La masse grillée était criblée, moulue et tamisée. La poudre fine était d'abord grillée pendant 5 heures sur la sole supérieure du four à réverbère hongrois, par quantités de 350 kilogr., avec addition de pierre calcaire, et elle était ensuite grillée à nouveau pendant le même temps sur la sole inférieure du four. Sur cette dernière, on ajoutait à plusieurs reprises du charbon, afin d'éliminer l'antimoine. La masse était maintenant soumise à un grillage chlorurant, pendant 4 heures, sur la sole inférieure du four, avec 7 p. 100 de sel marin.

Elle était ensuite amalgamée dans des tonneaux rotatifs par charges de 600 kilogr. Dans ces derniers, elle était d'abord traitée pendant 5 heures avec 2 p. 100 de sel et 50 kilogr. de balles de cuivre, et addition de solution bouillante de sel et d'un peu de lait de chaux ; on ajoutait ensuite 200 kilogr. de mercure et on traitait de nouveau pendant 15 autres heures. Les résidus cuprifères lavés étaient fondus pour matte cuivreuse. La perte en mercure s'élevait à 0,06 p. 100 du poids du mercure employé, la consommation en cuivre à 0,053 p. 100 du poids des speiss bruts, le rendement en argent à 97,7 p. 100.

Amalgamation en chaudières (procédé de Reese-River.)

L'amalgamation en chaudières des minerais grillés est effectuée dans des *chaudières de même disposition et de même grandeur* que celles qui ont été décrites à propos du *procédé de Washoe*. Ce qui a été dit, lors de la description de ce dernier, relativement à la conduite de l'amalgamation, à la séparation de l'amalgame d'avec les résidus, au lavage de ceux-ci et au traitement de l'amalgame, convient aussi pour le procédé de Reese-River, de sorte qu'il suffit de se reporter à cette description. Mais le *rendement en argent est plus grand que dans le procédé de Washoe* et les *pertes en mercure sont plus faibles*. Le premier va jusqu'à 97 p. 100 et la perte en mercure s'élève en moyenne à 250 gram. par tonne de minerai.

¹ Winkler, *loc. cit.*



Fig. 491. — Ensemble d'une usine d'amalgamation d'après le procédé de Reese-River (Granite-Montain-Mill) ; vue extérieure.

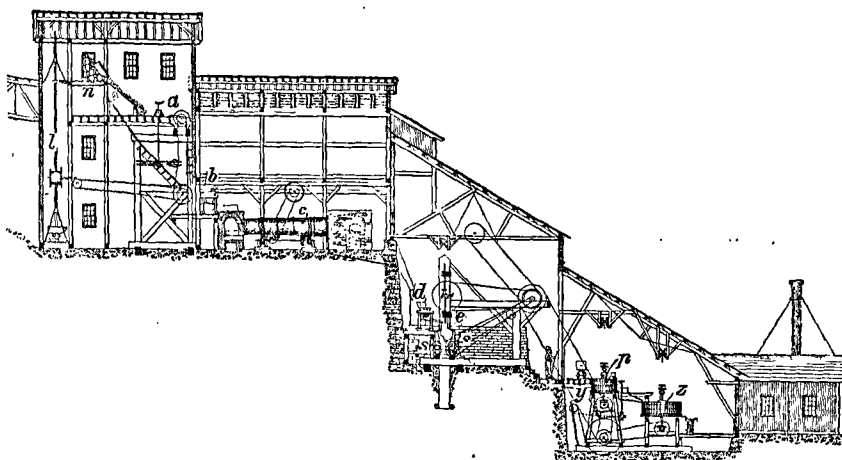


Fig. 492. — Ensemble d'une usine d'amalgamation d'après le procédé de Reese-River ; coupe verticale.

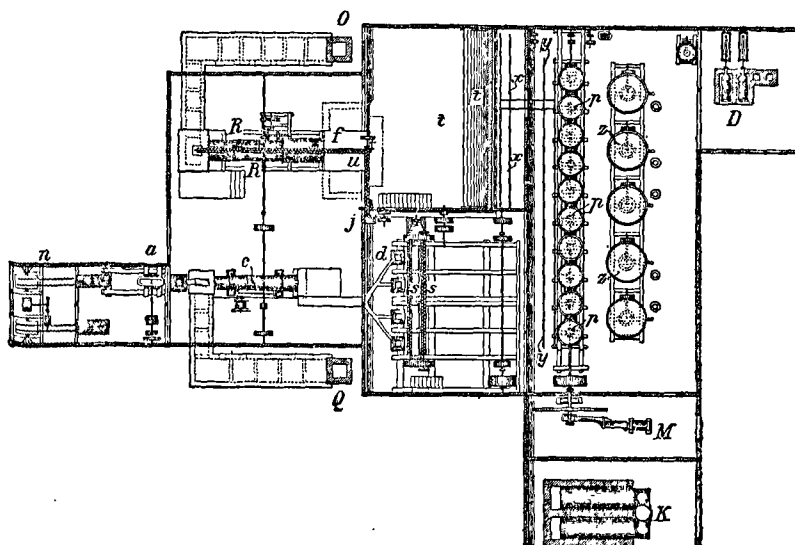


Fig. 493. — Ensemble d'une usine d'amalgamation d'après le procédé Reese-River ; plan.

Ce procédé a été d'abord employé dans le *district de Reese-River, au Nevada*, et c'est pour cela qu'il est aussi désigné sous le nom de *procédé de Reese-River*. Il est beaucoup plus rapide que l'amalgamation en tonneaux et il fournit un rendement en argent *au moins* aussi élevé, et il ne donne pas lieu à de plus grandes pertes de mercure. C'est pour cela qu'aux *Etats-Unis* il est actuellement exclusivement employé pour l'amalgamation de minerais soumis préalablement à un grillage chlorurant, et il a remplacé l'amalgamation en tonneaux dans les localités peu nombreuses où cette dernière était encore employée.

Comme les *parois des chaudières*, lorsqu'elles sont en fer sont très-fortement attaquées par les minerais qui ont subi le grillage chlorurant, on les fait souvent en bois.

Les minerais grillés sont ordinairement chargés dans les chaudières *avec de l'eau seule, sans réactifs* ; on n'ajoute du sulfate de cuivre et du chlorure de sodium, afin de décomposer le sulfure d'argent, que lorsque les minerais sont très-mal grillés. Après un traitement d'une ou deux heures dans la chaudière, on ajoute le mercure. Pendant toute la durée de l'opération, on tient le muller assez haut pour que le minerai ne subisse pas une nouvelle pulvérisation. Ce dernier doit être mis par le muller en contact intime avec le mercure.

Les réactions chimiques sont les mêmes que dans l'amalgamation en tonneaux. Dans le premier temps de l'opération, le chlorure d'argent est décomposé par le fer, avec séparation d'argent métallique.

Une partie du fer qui se trouve dans les minerais est introduite dans un état de division très-grande par l'usure des pièces en fer des semelles et des pilons des bocards, une autre partie provient du muller et de la chaudière. Ce n'est qu'exceptionnellement qu'on se voit obligé d'ajouter aux minerais du fer sous forme de copeaux de fonte.

Le fer réduit le bichlorure de cuivre et le perchlorure de fer et, après l'addition du mercure, il décompose aussi, avec séparation de mercure, le protochlorure de mercure résultant de l'action du mercure sur le chlorure d'argent et les degrés élevés de chloruration des autres métaux.

Le grillage chlorurant des minerais est toujours effectué dans des cylindres rotatifs (de Brückner, de White, d'Howell) ou dans le four *Stetefeldt*.

Les usines sont établies en terrasse et disposées de façon qu'il y ait le moins possible de retours en arrière. Les figures 491 à 493 représentent l'arrangement des appareils d'une des plus grandes usines, le *Granite-Mountain Mill*, près *Philipsburg (Montana)*, qui a été mis en activité en l'année 1884 et construit par la Société Fraser et Chalmers, de Chicago. Le *General Custer Mill*, le *Vienna Mill* et l'*Atlanta Mill*, dans l'*Idaho*, offrent la même disposition que cette usine, avec cette différence que le grillage dans ces trois établissements est effectué, non dans un four *Howell*, mais dans le four *Brückner* et que dans l'*Atlanta Mill* on emploie comme force motrice l'eau, au lieu de la vapeur.

Le minerai est monté sur le plancher *n* à l'aide d'un monte-charge *l* et là il est déversé sur une grille. Ce qui passe à travers cette dernière arrive dans l'alimentateur *b* de l'appareil à dessiccation *c*, qui consiste en un cylindre rotatif. Les minerais en morceaux tombent sur le plancher où se trouve le broyeur *a*, par lequel ils sont concassés ; de ce dernier ils se rendent également dans l'alimentateur *b* et ensuite dans le cylindre exsiccateur *c*. Les minerais encore chauds sont conduits dans les alimentateurs *d* du bocard sec *e*, dans l'auge duquel ils sont introduits automatiquement par ces derniers. Le minerai est

poudre sortant des deux côtés de l'auge du bocard est amené par des vis d'Archimède *s*, *s* à un élévateur, qui le monte dans la trémie *j* (au-dessus du four de grillage). De là il est transporté par des vis d'Archimède au four de grillage, qui est un four White-Howell. En sortant de ce dernier en *f*, le minerai grillé arrive dans le local *t* (le *cooling-floor* — le refroidisseur), où on le laisse se refroidir. Il est ensuite transporté sur les voies de fer *x* et *y* aux chaudières *p*, *p* et, l'amalgamation étant terminée, il arrive aux settlers *z*, *z*. *D* est le local dans lequel l'amalgame est distillé; *K* sont les générateurs. *M* est la machine motrice. *Q* et *O* sont les cheminées du four à dessiccation et du four de grillage.

Toutes les nouvelles installations pour le procédé de Reese-River sont disposées d'une manière analogue, mais le four à dessiccation rotatif *c* peut y être remplacé par un four à dessiccation de Stetefeldt et le four de grillage rotatif par un four Stetefeldt.

Par exemple, le *Lexington Mill*, près *Butte City* (Montana), un des établissements d'amalgamation les mieux disposés et les mieux dirigés a comme four à dessiccation un *dry kiln* (four à dessiccation) de Stetefeldt et comme four de grillage un four Stetefeldt.

Les conditions dans lesquelles est effectué le travail dans cet établissement, visité par l'auteur en 1892, peuvent servir d'exemple pour le procédé de Reese-River.

Les minerais traités par le *Lexington Mill* se trouvent dans le granite en filons d'une puissance moyenne de 1^m,20. Ils constituent un mélange de cuivre pyriteux, de pyrite de fer, de cuivre panaché, de cuivre sulfuré, de cuivre gris (peu), de galène, de blende, de pyrite arsénicale, de sulfure d'antimoine et de combinaisons arsénicales de l'argent, d'argent et d'or métalliques, avec quartz, manganèse carbonaté, manganèse silicaté et de petites quantités de spath calcaire et de fer spathique. En 1891, la teneur moyenne en argent s'élevait à 28,5 onces par tonne (0,0886 p. 100), celle en or à 0,58 onces par tonne = 0,0018 p. 100.

Le minerai est concassé dans un broyeur en fragments de 38 à 50^{mm}, et ensuite débarrassé de son humidité dans un four à dessiccation de Stetefeldt. Le sel est aussi desséché dans ce même four, où l'on passe en 24 heures 20 tonnes de minerai ou 6 à 7 tonnes de sel. Le minerai est chauffé assez fortement, pour qu'il arrive encore chaud au bocard. Le four à dessiccation a 5 tablettes de 2^m,10 de longueur et de 1^m,67 de largeur. On consomme 98 cordes de bois (1 corde = 3,624 mètres cubes) pour la dessiccation de 2450 tonnes de minerais et 290 tonnes de sel. Comme en hiver le minerai acheté contient de la neige et de la glace, on consomme dans cette saison environ 50 p. 100 de combustible de plus qu'en été. Le bocard a 60 pilons, dont 50 servent pour la pulvérisation du minerai et 10 pour celle du chlorure de sodium. Le minerai bocardé chaud se décharge des deux côtés de l'auge. Les tamis qui se trouvent du côté de l'alimentateur sont en toile de laiton, ceux du côté opposé sont en tôle d'acier. Ils durent 15 à 40 jours. Il y a 24 trous sur une longueur de 0^m,0254. La hauteur de soulèvement des pilons est en moyenne de 0^m,203, leur poids de 1000 livres américaines = 453,6 kilogr. Le nombre des chutes par minute est de 92 à 95. Les comes, les mentonnets et la tête des pilons sont en acier fondu. Les sabots et les semelles sont en fonte dure. La durée de ces pièces en fer est de 3 à 4 mois. Le rendement d'un pilon en 24 heures s'élève à 1,7 t., d'après la moyenne de l'année 1891. Le sel est également bocardé chaud; les pilons sont

plus légers que ceux pour le minerai. La décharge du sel se fait par un tamis avec 400 mailles par pouce carré américain (1 pouce carré = 6,45 cm. carrés).

Le minerai bocardé est mélangé avec 10 p. 100 de sel et ensuite grillé dans le four Stetefeldt. La hauteur active de ce dernier est de 10 mètres ; sa section horizontale est carrée. Il a dans sa partie la plus étroite 1^m,20 de côté et dans sa partie la plus large 1^m,80. On passe en 24 heures 40 tonnes de minerai, avec une dépense en combustible égale à 2,5-3 cordes de bois. Le four est desservi par 3 hommes dans la journée, 2 étant employés à extraire le minerai du four.

Il est chloruré dans le four 80 p. 100 au moins de l'argent du minerai et après la chloruration complémentaire dans le refroidisseur la quantité s'élève à 93-94 p. 100. Pendant le grillage, il se volatilise 20 p. 100 environ de la teneur en or.

Le minerai retiré du four est porté dans le refroidisseur, où il reste pendant 36 à 48 heures, afin que se produise la chloruration complémentaire.

Il est ensuite amené aux chaudières d'amalgamation. Les parois de celles-ci sont en bois. La charge d'une chaudière est de 1,5 t. Le minerai chargé est d'abord brassé avec de l'eau de façon à le transformer en une pulpe, après quoi on fait tourner le muller pendant 2 heures. Au bout de ce temps, on procède à une addition de mercure égale à 10 p. 100 du poids du minerai et on remet le muller en mouvement pendant 6 heures. La masse est maintenant étendue avec de l'eau comme il a été dit précédemment et écoulée dans le settler. De ce dernier, les troubles se rendent encore dans un agitateur et ensuite dans le flux stérile. Il y a 20 chaudières, 10 settlers et 1 agitateur. L'amalgame est traité de la même manière que dans le procédé de Washoe.

La machine motrice a une force de 180 chevaux et elle consomme 9 tonnes de charbon en 24 heures.

La perte totale en mercure s'élève à 181-226 gr. par tonne de minerai. Le rendement en argent va jusqu'à 97 p. 100 ; la moyenne de l'année 1891 était 93,3 p. 100. Le rendement en or s'élève à 60 p. 100. (L'or se rassemble dans l'argent.) Les tailings contenaient dans les dernières années 1,94 onces d'argent et 0,16 onces d'or. La qualité de l'amalgame est fortement altérée par le plomb. Si les minerais renferment plus de 5 p. 100 de plomb, l'amalgamation n'est plus avantageuse. La production du *Lexington Mill* s'est élevée en 1891 à 735000 onces d'argent et 5767 onces d'or.

Amalgamation à la tina. (Procédé à la tina de Francke.)

L'amalgamation à la tina, qui a été introduite en Bolivie par le Consul allemand *Francke* et aussi nommée, pour cette raison, *procédé à la tina de Francke*, est une amalgamation des minerais grillés dans des vases en bois, dits *tinias*, avec fond de cuivre, dans lesquels se meut un muller avec sabots en cuivre. Leurs parois sont également dans certaines parties revêtues de cuivre. Les masses contenues dans les tinias sont chauffées au moyen d'une injection de vapeur d'eau. Ce procédé se distingue de celui de Reese-River par l'emploi de cuivre au lieu de fer et par l'addition de sel au minerai grillé contenu dans les tinias.

Les réactions chimiques sont analogues à celles qui se passent dans l'amalgamation en tonneaux avec emploi de balles de cuivre et dans le procédé du *caso*. Le chlorure d'argent contenu dans les minerais grillés est dissous dans la lessive

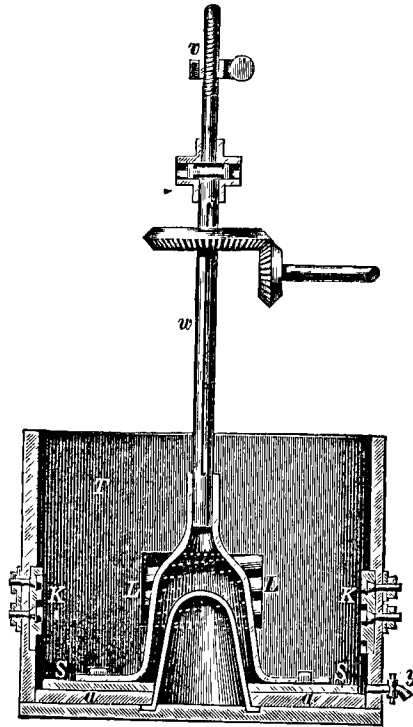


Fig. 494. — Tina pour l'amalgamation d'après le procédé Francke ; coupe verticale.

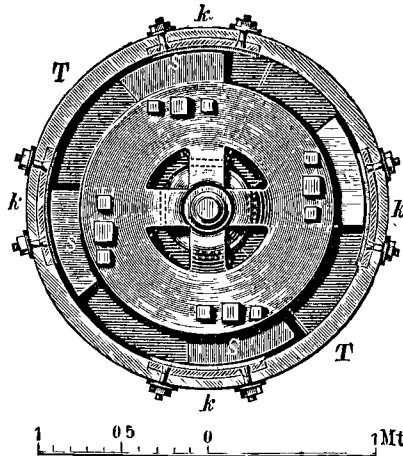


Fig. 495. — Tina pour l'amalgamation d'après le procédé Francke ; coupe horizontale au-dessus du muller.

de chlorure de sodium et décomposé par le cuivre, avec séparation d'argent métallique. Le bichlorure de cuivre et le perchlorure de fer sont réduits par le

cuivre en *protochlorures* et leur action nuisible sur le mercure est ainsi empêchée. Le protochlorure de cuivre se dissout dans la lessive de chlorure de sodium et il agit sur l'argent des parties de minerai non encore décomposées, comme dans les *procédés Kröncke et du patio*. L'argent séparé est amalgamé par le mercure.

Le *procédé à la tina de Francke* est en usage à *Huanchaca* et à *Guadalupe*, près *Potosi*, en *Bolivie*, pour le traitement de combinaisons réfractaires (*refractory*) sulfurées complexes de l'argent.

Les figures 494 et 495 représentent la disposition des tinas qui sont employées à *Guadalupe*, près *Potosi* ¹.

T est la tina. Ses parois latérales sont en bois, tandis que son fond *a* est formé d'une plaque de cuivre de 0^m,076 d'épaisseur. Sa hauteur est de 1^m,52. Son diamètre varie, suivant le volume des charges à traiter, de 1^m,828 à 3^m,048. Sur ses parois latérales sont adaptées des plaques de cuivre K. Celles-ci sont munies de nervures, afin d'offrir plus de surface. Dans la tina se meut un muller L, pourvu de sabots en cuivre S, S. Ce dernier est fixé à l'arbre *w*, qui peut être mis en mouvement au moyen de roues dentées. A l'aide de la vis *v*, le muller peut être élevé ou abaissé. Au fond de la tina se trouve une ouverture *y*, que l'on peut fermer et par laquelle peuvent être écoulés l'amalgame et les résidus de minerai.

Le minerai qui doit être traité dans ces tinas est d'abord *bocardé à sec* et ensuite *grillé* dans un petit four à réverbère à deux soles; sur la sole supérieure, le minerai est soumis à un grillage oxydant; sur l'inférieure, on ajoute 8 p. 100 de sel et on procède au grillage chlorurant. Dans un four, on ne grille en 24 heures que 2 à 2,5 tonnes de minerai.

On commence par verser de l'eau dans la tina jusqu'à une hauteur de 0^m,30, puis on ajoute par tonne du minerai à traiter (non encore chargé) 130 à 160 kilogr. de sel. On introduit ensuite de la vapeur d'eau et on met le muller en mouvement avec une vitesse de 45 tours par minute. Dès que la solution est en ébullition (au bout d'une demi-heure), on introduit dans l'appareil la charge tout entière du minerai, ordinairement 2,5 tonnes. Au bout d'une demi-heure, on ajoute la première portion de mercure, que l'on fait suivre de plusieurs autres additions, suivant les besoins. Ordinairement, le mercure est ajouté en trois portions égales, dont la grandeur dépend de la nature des minerais. La deuxième portion est ajoutée vers le milieu de l'opération, qui dure 8 à 12 heures, et la dernière vers la fin. Chacune des doses de mercure, la charge étant de 2,5 tonnes, s'élève à 50 kilogr. pour les minerais avec 200 onces d'argent par tonne, à 30 kilogr. pour ceux avec 150 à 175 onces et à 20 kilogr. pour ceux avec 20 à 30 onces (0,06 à 0,09 p. 100). Au bout de 8 à 12 heures, l'opération est terminée. La tina est alors vidée de la même manière que les chaudières. La consommation de force de la tina s'élève à 2,5-3 chevaux ou à 1 cheval pour le traitement de 1 tonne de minerai.

Le procédé Francke, qui doit avoir encore été perfectionné tout récemment, mérite d'être particulièrement recommandé. Il est cependant inférieur à l'amalgamation en chaudières, parce que dans ces dernières on emploie du fer au lieu de cuivre qui est d'un prix plus élevé. Comme l'auteur ne possède aucun

¹ Edgar Rathbone, *Engineering*, 1884, t. XXXVIII.

indication sur la quantité du cuivre consommé, il ne lui est pas possible d'établir une comparaison exacte entre les deux procédés.

4. — Amalgamation avec emploi du mercure sous la forme de combinaisons solubles

Ce mode d'amalgamation ne s'est pas conservé.

Le *procédé Désignolle* est le seul procédé basé sur ce mode d'amalgamation qui ait été appliqué en grand ; il a été en usage pendant un certain temps à *Schemnitz* et à *Ravaspatak*, près *Nagybanya*, en *Hongrie*. Dans ce procédé, le mercure n'est préparé que pendant l'opération elle-même par précipitation d'une solution de bichlorure de mercure à l'aide de fer. Le mercure ainsi formé amalgame plus énergiquement que celui qui a été ajouté dès le début à l'état métallique. Le principe du procédé est mis en évidence de la manière la plus nette par l'expérience suivante : Si sur des morceaux d'argent ou d'or on verse une solution de bichlorure de mercure et si ensuite on met du fer métallique en contact avec les métaux en question, du mercure se précipite sur l'argent ou l'or et forme des amalgames avec ces métaux.

L'opération est conduite de la manière suivante : Les minerais (si ce sont des combinaisons sulfurées simples ou complexes de l'argent, comme c'est le cas à *Schemnitz* et à *Ravaspatak*) sont d'abord grillés avec du chlorure de sodium et ensuite traités dans des cylindres rotatifs horizontaux en fonte par des balles de fer et une solution de bichlorure de mercure. Le fer précipite d'abord l'or et l'argent des combinaisons chlorées de ces métaux et ensuite le mercure du bichlorure de mercure ; le mercure précipité absorbe l'or et l'argent. Lorsque l'amalgamation est achevée, on ajoute dans le cylindre du mercure métallique, qui réunit les particules isolées de l'amalgame. Avec de l'eau, on fait maintenant passer l'amalgame et les minerais dans des *settlers*, où est recueillie la majeure partie de l'amalgame. On amène les troubles sur des plaques de cuivre amalgamées, qui sont disposées les unes au-dessus des autres dans un cylindre vertical en fonte, et finalement on les fait encore passer dans 2 *agitateurs*.

L'amalgame est séparé du mercure en excès dans des sacs en couil et ensuite distillé dans des tubes en fonte.

Pour régénérer le bichlorure de mercure, on traite le mercure récupéré dans des vases en terre d'abord par l'acide azotique et ensuite par l'acide chlorhydrique.

À *Schemnitz* et à *Ravaspatak*, on obtenait par ce procédé 90 p. 100 de la teneur en argent des minerais, mais seulement 60 p. 100 de leur teneur en or. On perdait beaucoup de mercure, parce qu'une partie du bichlorure restait indécouposée et passait au flux stérile ; une autre partie était réduite en protochlorure et était également perdue ; en outre, une grande quantité de mercure était transformée en poudre grise, qui ne pouvait pas être recueillie.

Le procédé *Désignolle* donnerait de meilleurs résultats, si un grillage n'était pas nécessaire, parce que lors du grillage chlorurant de minerais aurifères il se produit toujours de grandes pertes d'or.

Les propriétés vénéneuses du bichlorure de mercure et les pertes considérables en mercure auxquelles il donne lieu n'ont pas permis au procédé *Désignolle* de faire son chemin.

L'auteur a vu en 1886 à l'usine de *Schemnitz* les appareils employés dans ce

procédé. Mais en 1887 il ne les rencontra plus à Schemnitz, pas plus qu'à Ravaspatak. Le procédé Désignolle y avait été remplacé par la fonte plombreuse.

B. — Séparation de l'argent de l'amalgame.

L'amalgame séparé du mercure en excès par filtration, et, bien que rarement, par compression subséquente, est soumis à la *distillation*. Dans cette opération, qui est effectuée en vases clos, le mercure se volatilise et est condensé, tandis que l'argent et les autres métaux restent comme résidu.

Les *vases* dans lesquels a lieu la distillation sont en *fonte* et ils offrent la forme de *cloches*, de *cylindres verticaux* et *horizontaux* et de *cornues en verre*.

Parmi ces différents vases, les *cylindres horizontaux* ont été reconnus comme les plus convenables et ils sont pour cette raison les plus employés. Les cloches étaient autrefois en usage en Europe et le sont encore actuellement au Mexique et dans l'Amérique du Sud. Les cylindres verticaux sont usités au Mexique, tandis qu'aux *Etats-Unis* de l'Amérique du Nord, on se sert presque généralement de *vases cylindriques horizontaux en fonte*.

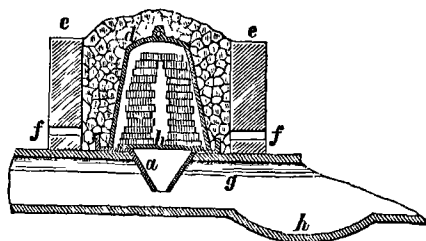


Fig. 496. — Ancienne cloche mexicaine pour la distillation de l'amalgame d'argent ; coupe verticale.

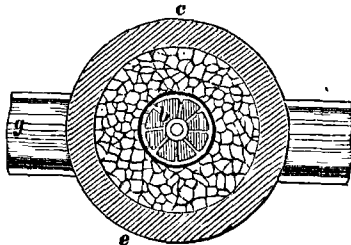


Fig. 497. — Ancienne cloche mexicaine pour la distillation de l'amalgame d'argent ; coupe horizontale.

La disposition des *anciennes cloches mexicaines* est mise en évidence par les figures 496 et 497. *g* est un vase muni d'une concavité *h*, dans lequel de l'eau peut circuler; *a* est une trémie en cuivre avec bord recourbé, qui est suspendue dans le vase *g*; *d* est la cloche (*capellina*), ordinairement suspendue à une chaîne; elle a 0^m,90 de hauteur et 0^m,45 de diamètre et peut être posée sur le bord de la trémie. Sur celle-ci est placée une grille *b*, sur laquelle on entasse l'amalgame. Ce dernier est moulé en briquettes de forme telle que 8 d'entre elles

étant juxtaposées forment un anneau. Lorsque l'amalgame a été chargé, on descend la cloche et autour d'elle on établit un mur circulaire en briques, dans lequel on ménage des canaux *f* pour l'entrée de l'air. On remplit ensuite avec du charbon de bois l'espace large de 0^m,20 qui existe entre la cloche et le mur ; puis on allume le charbon. Après un chauffage de 15 heures, la distillation est terminée. On obtient environ 200 kilogr. d'argent avec une dépense de 250 kilogr. de charbon.

Ces cloches ne sont plus actuellement employées dans la plupart des usines du Mexique, où elles ont été remplacées par des cylindres verticaux ou horizontaux.

La cloche qui était autrefois en usage à Freiberg, où elle a été plus tard aussi remplacée par des cylindres horizontaux, est représentée par la figure 498. *a* est la cloche en fonte, placée dans la cuve *b*. Au-dessous d'elle se trouve un vase *d* rempli d'eau, qui contient un autre vase plus petit *e*. Sur le fond de ce dernier

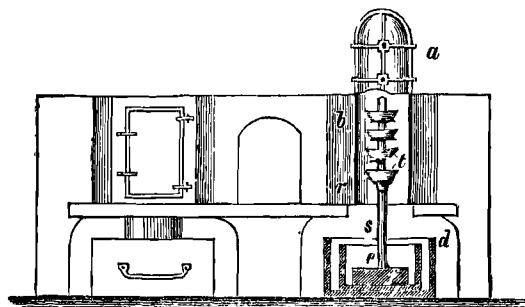


Fig. 498. — Ancienne cloche de Freiberg pour la distillation de l'amalgame d'argent.

repose la tige *s* supportée par le pied *f* et sur laquelle sont fixées des capsules *t* pour recevoir l'amalgame. L'espace *r*, entre la cloche et les parois latérales de la cuve, est rempli de charbon de bois. Le mercure expulsé de l'amalgame par le chauffage de la cloche se condense dans le vase rempli d'eau, tandis que l'argent reste dans les capsules. Le poids de l'amalgame chargé dans ces derniers s'élevait à 100-200 kilogr.

Les cylindres verticaux sont maintenant très-employés au Mexique pour la distillation de l'amalgame obtenu par le procédé du patio. Ce sont des bouteilles à mercure, dont le fond a été enlevé. Elles sont placées sur des cylindres (également des bouteilles à mercure) ouverts aux deux bouts et suspendus à des plaques de fer. Afin que l'amalgame ne puisse pas sortir des bouteilles, on met entre les bouteilles supérieures et les inférieures des plaques de fer perforées. Les bouteilles sont placées de façon que les inférieures plongent dans de l'eau contenue dans un vase. Lorsqu'on chauffe les bouteilles supérieures, le mercure distille par les trous de la plaque de fonte et se rassemble dans le vase contenant de l'eau. Avant le chauffage, les vases sont recouverts d'une couche d'argile ainsi que les plaques de fer auxquelles sont suspendues les bouteilles inférieures. Les bouteilles contenant l'amalgame sont chauffées soit avec du charbon de bois, soit par un foyer à flamme. Dans le premier cas, on les entoure d'un muraillement en briques et on remplit de charbon de bois la cuve ainsi formée. Dans le second cas, l'appareil est pourvu d'un foyer fixe.

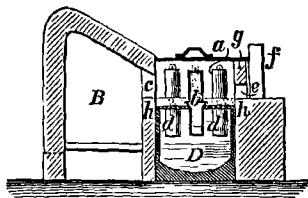


Fig. 499. — Fours avec cylindres verticaux pour la distillation de l'amalgame d'argent (Mexique); coupe verticale.

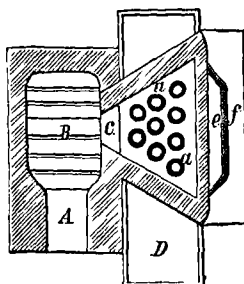


Fig. 500. — Four avec cylindres verticaux pour la distillation de l'amalgame d'argent; coupe horizontale.

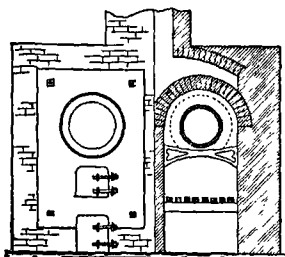


Fig. 501. — Four avec cornues horizontales pour la distillation de l'amalgame d'argent (Etats-Unis); vue antérieure et coupe transversale.

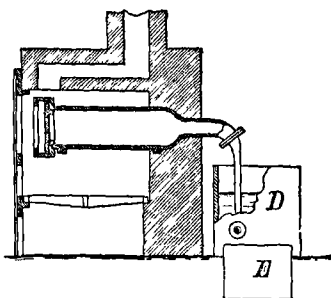


Fig. 502. — Four avec cornues horizontales pour la distillation de l'amalgame d'argent; coupe longitudinale.

Les figures 499 et 500 représentent la disposition d'un four avec foyer à flamme. B est le foyer à grille, c le passage de la flamme, D la caisse contenant de l'eau. a sont les bouteilles supérieures, d les inférieures ; b est la plaque de fer à laquelle ces dernières sont suspendues. Un couvercle mobile ferme la partie supérieure du four. e est le rampant, devant lequel est placé un écran en tôle f pendant la distillation. g est un mur, qui forme la paroi antérieure du four et qui est enlevé à la fin de la distillation. Celle-ci est terminée, lorsqu'une planchette en bois placée au-dessous des bouteilles inférieures, ne se recouvre plus de gouttelettes de mercure.

La distillation dure 4 heures et la dépense en combustible s'élève à 100 kilogr. de bois.

L'argent est raffiné dans un petit four à réverbère et sa teneur en fin est de 990 à 998 millièmes.

La disposition du four de distillation avec cornues cylindriques horizontales,

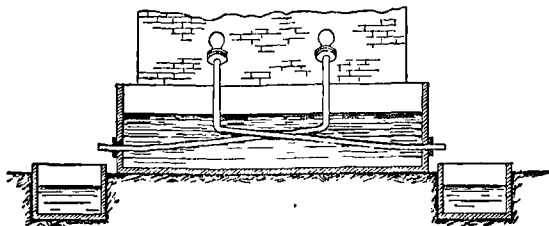


Fig. 503. — Four à cornues horizontales pour la distillation de l'amalgame d'argent ; coupe à travers D et E de la figure 502.

comme celui qui est en usage aux *Etats-Unis de l'Amérique du Nord*, est mise en évidence par les figures 501 à 503.

La cornue en fonte a 0^m,304-0^m,355 de diamètre intérieur et 1^m,21 à 1^m,52 de longueur. Ses parois offrent une épaisseur de 44^{mm}. Son extrémité antérieure est fermée par une plaque en fonte ; son extrémité postérieure se rétrécit jusqu'à 63^{mm} et est pourvue d'un tube abducteur pour les vapeurs de mercure. Ce tube descend dans un réfrigérant D rempli d'eau et amène le mercure condensé dans la caisse E, contenant également de l'eau. La cornue se trouve entièrement à l'intérieur du four et elle repose par sa partie postérieure sur la maçonnerie de ce dernier et par sa partie antérieure sur un support en fonte.

Dans quelques usines il y a dans le four deux supports en fonte ; ces supports sont quelquefois faits avec des flèches de brocard usées.

L'amalgame, qui contient ordinairement 1 partie d'argent pour 5 à 7 de mercure, est déposé dans des auges en tôle qui s'adaptent à la paroi inférieure de la cornue ou bien il est introduit directement dans celle-ci. L'auge et le fond de la cornue sont enduits avec de l'argile, afin d'empêcher que de l'argent n'y reste adhérent. La quantité d'amalgame chargée dans la cornue varie, suivant la grandeur de celle-ci, de 0,25 à 1 tonne, et la distillation dure 5 à 10 heures, suivant l'importance de la charge. La consommation de combustible s'élève à 1/3-1/3 de corde de bois par 1/2 tonne d'amalgame. La température est élevée peu à peu au rouge cerise. A cette température, le mercure est éliminé de l'amalgame jusqu'à 1-1,5, p. 100. Si l'on chauffe plus fortement, la cornue se déforme. On

perd, par conséquent, la quantité de mercure indiquée. Une cornue peut supporter la distillation de 150 à 300 charges.

Dans quelques usines, afin de favoriser la distillation, on a fait un *vide* dans la cornue en introduisant un *jet de vapeur* dans le *tube abducteur*. Si, à l'aide d'un tube, on fait communiquer l'extrémité du tube abducteur avec l'extrémité antérieure de la cornue, les dernières particules de mercure sont aussi éliminées de cette dernière. Dans ce cas, l'air qui se trouvait d'abord dans la cornue circule sans interruption à travers celle-ci et le tube abducteur et entraîne aussi avec lui dans ce dernier les dernières vapeurs de mercure.

L'argent obtenu est ordinairement encore *raffiné dans de petits fours à réverbère* ou, s'il est assez pur, *dans des creusets*.

3. — Extraction de l'argent par dissolution aqueuse et précipitation.

Ce mode d'extraction de l'argent consiste à faire passer dans des solutions aqueuses l'argent des minerais et des produits métallurgiques, après lui avoir donné la forme de combinaisons solubles, puis à le précipiter de ces solutions et à traiter ensuite le précipité pour argent pur.

La *transformation de l'argent en une combinaison soluble* a lieu par conversion de ce métal en *chlorure* ou en *sulfate*. Le *chlorure d'argent* est dissous par une *lessive de chlorure de sodium* ou d'*hyposulfites*, le *sulfate d'argent* par l'*eau bouillante*.

De la *solution du chlorure d'argent* dans la lessive de chlorure de sodium, ainsi que de la *solution du sulfate d'argent*, l'argent est précipité par le *cuivre à l'état métallique*, des *solutions dans les hyposulfites* il est précipité à l'état de *sulfure* par le *sulfure de sodium* ou de *calcium*. Les précipités sont traités par voie sèche pour argent pur. Dans quelques cas, d'ailleurs assez rares, l'argent est précipité sous forme d'*iodure* de la solution de sa *combinaison chlorée*.

Les procédés les plus importants, dans lesquels l'argent est dissous sous forme de *chlorure*, sont le *procédé Augustin*, qui emploie comme dissolvant une lessive de chlorure de sodium, le *procédé Patera*, dans lequel le dissolvant employé est l'hyposulfite de sodium, et le *procédé Kiss*, qui emploie comme dissolvant l'hyposulfite de calcium. A ces procédés se rattache, comme procédé auxiliaire, le *procédé Russel*, qui dissout au moyen de l'hyposulfite de sodium et de cuivre l'argent non chloruré qui est resté dans les minerais à l'état de métal ou de combinaison sulfurée.

Le procédé, dans lequel l'argent est transformé en *sulfate* et ce dernier dissous par l'*eau bouillante*, est connu sous le nom de *procédé Ziervogel*.

Procédés dans lesquels l'argent est dissous sous forme de chlorure.

L'argent à l'état de chlorure n'est que rarement (Broken-Hill) disséminé dans les minerais en quantité telle que ceux-ci puissent être lessivés directement, par les dissolvants dont il vient d'être question. La règle est de transformer préalablement tout l'argent en *chlorure* par un *grillage chlorurant*. Les tentatives réitérées qui ont été faites en vue de la chloruration de l'argent par voie humide n'ont pas jusqu'à présent donné des résultats favorables.

Parmi les *dissolvants du chlorure d'argent*, les *hyposulfites de sodium* et de *calcium* ont été reconnus comme les meilleurs, parce qu'ils possèdent pour le chlo-

rure d'argent un pouvoir dissolvant beaucoup plus grand que la lessive de chlorure de sodium.

Les procédés en question doivent dans *certains cas être préférés à la fusion et à l'amalgamation*, c'est-à-dire pour les minerais qui contiennent des combinaisons sulfurées simples et complexes de l'argent et sont trop riches en plomb et en zinc, pour pouvoir être soumis avec avantage à l'amalgamation, trop pauvres en plomb et trop riches en zinc pour être fondus avantageusement.

L'amalgamation exige des installations plus coûteuses et une force motrice plus grande que les procédés dont nous nous occupons, mais elle a l'avantage d'être plus rapide et en outre, lorsque la chloruration de l'argent n'est pas complète, le métal qui existe à l'état natif et de combinaisons sulfurées est cependant aussi transformé en amalgame par le mercure. Bien que depuis quelque temps l'argent non chloruré puisse être en majeure partie extrait des minerais par le *procédé Russel*, il est cependant beaucoup plus simple d'extraire l'argent de l'amalgame que du précipité de sulfure d'argent contenant du sulfure de cuivre, que l'on obtient dans le procédé Russel. Les procédés en question ne peuvent par conséquent convenir que pour des minerais ne donnant pas à l'amalgamation des résultats favorables, à cause de leur trop grande teneur en plomb et en zinc. Mais dans ce cas il est indispensable que la *teneur en plomb, arsenic et antimoine des minerais ne soit pas trop élevée*. Pendant le grillage, le plomb est transformé en sulfate et en chlorure. Ces deux corps enveloppent les particules de minerai et soustrairaient l'argent de ce dernier à la chloruration. L'antimoine et l'arsenic donne aussi facilement lieu à des agglomérations. En outre, l'antimoine et l'arsenic forment, pendant le grillage, des arsénates et des antimonates de l'argent, qui sont difficiles à chlorurer et dont l'argent n'est pas aussi rapidement dissous par les hypsulfites que le chlorure d'argent.

L'extraction de l'argent des *produits métallurgiques cuprifères* (cuivre noir, mattes cuivreuses, speiss) par le procédé Augustin n'est plus actuellement que très peu usitée. Elle a été remplacée par le procédé Ziervogel, par la lixiviation au moyen de l'acide sulfurique et par l'électrolyse.

Procédé Augustin.

Ce procédé consiste à *transformer en chlorure par un grillage chlorurant l'argent* des minerais et des produits métallurgiques, puis à faire entrer le *chlorure d'argent en dissolution sous forme de sel double — chlorure d'argent et de sodium — dans une lessive concentrée de chlorure de sodium* et à *précipiter ensuite à l'état métallique, au moyen du cuivre, l'argent de cette dissolution*. De la solution de chlorure de cuivre obtenue, le cuivre peut être précipité à l'état métallique par le fer.

C'est *Wetzlar* qui a démontré que le chlorure d'argent est dissous par une solution concentrée de chlorure de sodium. Se basant sur ce fait, le juré des mines *Augustin, d'Eisleben*, a introduit, à la place de l'amalgamation, aux usines du *Mansfeld*, en 1840, le procédé en question pour l'extraction de l'argent des *mattes cuivreuses argentifères*. Il a été aussi, dans le même but, introduit à *Freiberg*. Mais dans ces deux localités il n'est plus en usage depuis longtemps. Au *Mansfeld*, il a été remplacé par le *procédé Ziervogel* et à *Freiberg* par la lixiviation au moyen de l'acide sulfurique. A *Kapnik*, près *Nagybanya*, en Hongrie, il est encore actuellement en usage pour les minerais et y est combiné avec le

procédé Patera. De Kapnik, le même procédé combiné a été introduit récemment dans l'Altai, en Sibérie (*Barnaul*). A *Tajowa*, près *Neusohl* (*Besterzebanya*), en Hongrie, il a été en usage jusqu'en 1893 pour le traitement de *cuivre noir argentifère*. Aux *Etats-Unis*, il n'est pas employé d'une manière suivie.

1 partie de chlorure d'argent se dissout à la température ordinaire dans 68 parties d'une solution saturée de chlorure de sodium. Un litre de solution saturée de chlorure de sodium dissout, à la température ordinaire, 0 gr. 950 de chlorure d'argent, d'après les expériences de *A. Vogel* (voy. p. 423), et, à 19°, 6, 1 gr. 27, d'après *H. C. Hahn* et *W. M. Curtis*. Le pouvoir dissolvant des chlorures de calcium et de magnésium pour le chlorure d'argent est de beaucoup supérieur à celui du chlorure de sodium. Le pouvoir dissolvant d'une solution concentrée de ce dernier pour le chlorure d'argent reste le même jusqu'à 6°. Il ne diminue qu'au-dessous de cette température.

A cause du faible pouvoir dissolvant de la lessive de chlorure de sodium pour le chlorure d'argent, le procédé Augustin n'est plus actuellement employé pour

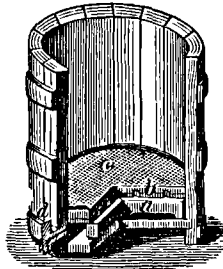


Fig. 504. — Ancienne cuve de Freiberg pour la dissolution du chlorure d'argent des minerais grillés par la lessive de chlorure de sodium (procédé Augustin).

les minerais qu'en combinaison avec le procédé Patera. On ne s'en servira qu'exceptionnellement pour les produits métallurgiques.

Pour faire entrer l'or en dissolution avec l'argent, *Rössner* et *Patera* ont proposé une solution de chlorure de sodium saturée de chlore, mais on a renoncé à l'emploi de ce moyen. Une lixiviation complémentaire avec de l'*hyposulfite de sodium* (Kapnik) ou de calcium est ce qu'il y a de plus convenable pour l'extraction de l'or.

Le grillage est effectué dans des fours à réverbère, comme il a été dit à propos de l'amalgamation.

La lixiviation du chlorure d'argent a lieu dans des cuves en bois avec grille également en bois ou un fond mobile fait avec des planches perforées. Sur la grille ou le fond mobile se trouve un filtre et une couche de matières filtrantes. La figure 504 représente une cuve à fond mobile comme celle qui était autrefois en usage à *Freiberg*. Le fond *b* repose sur la croix en bois *a*. Il est fait de planches perforées. Sur ce fond se trouve une couche de menus branchages, et par-dessus celle-ci un filtre en toile. Ce dernier est maintenu par un cercle qui s'applique exactement contre les parois de la cuve. Sur le filtre, on verse la masse à lessiver. Le liquide qui traverse celle-ci s'écoule par l'ouverture *d*.

Une cuve, comme celle qui était employée à *Tajowa*, en Hongrie, pour la lixiviation du cuivre noir argentifère ayant subi le grillage chlorurant, est représentée

par la figure 505. Sur le faux-fond se trouve une couche de menues branches de bouleau épaisses de 25^{mm}, et par-dessus le filtre en toile. Afin de répartir uniformément le liquide dissolvant, on place sur la masse chargée dans la cuve un flotteur perforé α . La cuve, qui reçoit une charge de 130 kilogr. de minerais grillés, est munie de deux tubes d'écoulement v et w . Par w , on évacue la pre-

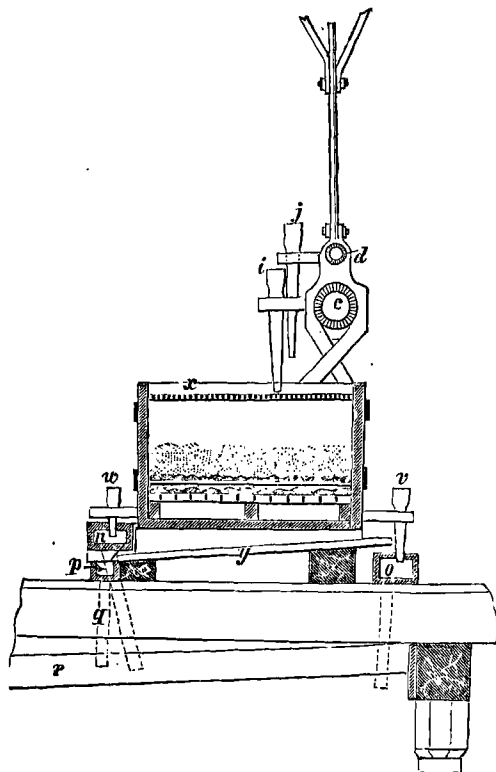


Fig. 505. — Ancienne cuve à lixiviation de Tajowa (Hongrie) pour la dissolution du chlorure d'argent des minerais grillés par la lessive de chlorure de sodium (procédé Augustin).

mière lessive riche, par v la lessive pauvre en argent et l'eau de lavage. Au-dessous de la cuve, se trouve un plancher incliné y , qui amène dans la rigole p la lessive qui a pu se disperser. La lessive écoulee dans la rigole n se rend par celle-ci dans la cuve à précipitation. Les nouvelles cuves à lixiviation, telles qu'elles sont en usage aux *Etats-Unis* pour la lixiviation par les hyposulfites, seront décrites ultérieurement. Elles sont beaucoup plus grandes et contiennent jusqu'à 50 tonnes de minerai. Leur diamètre est égal, 3^m-4^m,5, et leur hauteur à 1-2 mètres.

Lorsque le minerai grillé tamisé et refroidi a été chargé dans cette cuve, dont ordinairement plusieurs sont établies les unes à côté des autres sur un échafaudage, on fait arriver la lessive de chlorure de sodium. Celle-ci se trouve dans un réservoir installé au-dessus des cuves à lixiviation et peut, si c'est nécessaire,

être chauffée au moyen de vapeur directe ou indirecte. Elle pénètre la masse grillée, dissout le chlorure d'argent et par les tubes qui se trouvent au fond de la cuve elle s'écoule dans une rigole, par laquelle elle est amenée dans des bassins de clarification. De ces derniers, elle passe dans les caisses à précipitation. On laisse couler la solution salée sur le minerai jusqu'à ce qu'une lame de cuivre

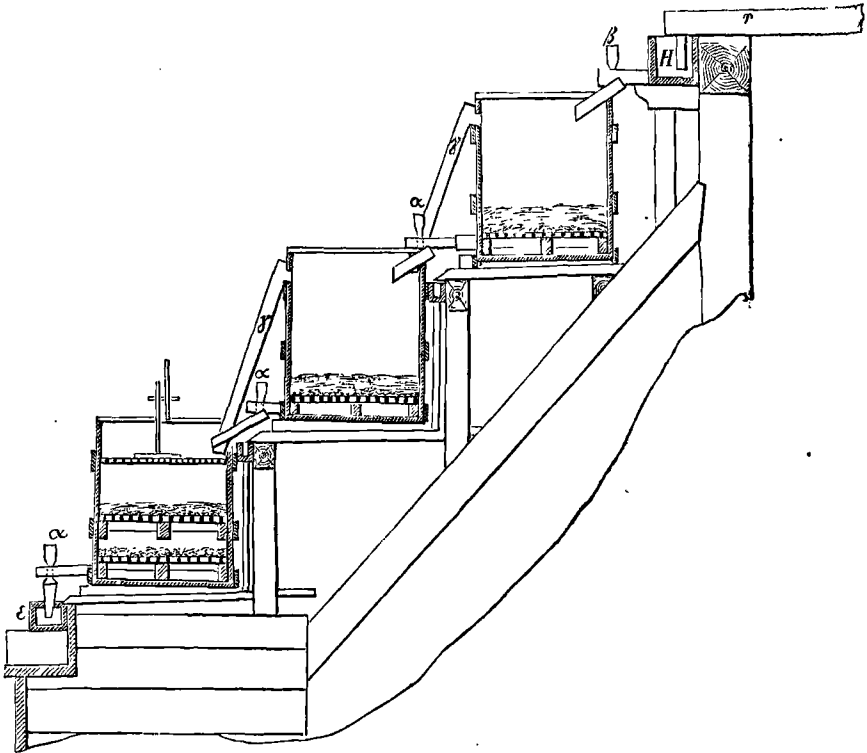


Fig. 506. — Cuves pour la précipitation par le cuivre de la solution de chlorure d'argent dans la lessive de chlorure de sodium (procédé Augustin).

polie mise en contact pendant un quart d'heure avec le liquide sortant de la cuve, ne se recouvre plus d'une couche d'argent bleuâtre. On lessive alors les résidus avec de l'eau bouillante et on les retire des cuves.

Les *cuves à précipitation* ont une disposition analogue à celle des vases à lixiviation. On en établit ordinairement plusieurs les unes au-dessous des autres, de façon que la lessive les traverse successivement. On emploie le *cuivre* sous forme de *grenailles*. On met dans la cuve supérieure les grenailles les plus petites et dans les inférieures les plus grosses.

La figure 506 représente une installation composée de trois cuves à précipitation. La lessive s'écoule par la rigole H dans la cuve supérieure, par un robinet de fond elle passe de celle-ci dans la deuxième et de cette dernière dans la troisième. Les cuves communiquent aussi entre elles par des tuyaux de trop-plein γ . Les grenailles de cuivre reposent sur les fonds mobiles en bois; la cuve inférieure

possède deux fonds semblables. La lessive désargentée s'écoule de cette dernière dans une caisse remplie de déchets de fer, en vue de la précipitation du cuivre. La quantité des grenailles de cuivre contenues dans les trois cuves est de 100 kilog. Au lieu de grenailles de cuivre pur, on peut aussi employer des grenailles de cuivre noir argentifère, dont on retire alors l'argent qu'elles renferment.

Dans la précipitation de l'argent par le cuivre, il se forme du *protochlorure de cuivre*, sel qui se dissout dans la lessive de chlorure de sodium. Lorsque la lessive séjourne trop longtemps dans les vases à précipitation, il se sépare de l'oxychlorure de cuivre, qui altère la pureté de l'argent précipité. Ce dernier se dépose sur le cuivre en une couche feutrée composée de petits cristaux. Si la lessive est trop chaude (si sa température dépasse 70°), l'argent se sépare dans un état de division si grande et forme une couche si dense que la filtration devient difficile. La pureté de l'argent précipité, désigné sous le nom d'*argent de ciment*, est altérée par des sels basiques de cuivre et de fer, et fréquemment aussi par du chlorure de plomb. Il est de temps en temps séparé du cuivre, puis il est *lavé* dans un *tamis*, d'abord à l'eau bouillante, afin d'éliminer les sels solubles (chlorure de plomb), puis avec de l'acide chlorhydrique, afin de séparer les sels basiques, et finalement il est fondu dans des *creusets de graphite*.

La lessive est, après que le cuivre en a été précipité, exposée pendant quelque temps à l'air, afin de séparer le fer à l'état de sel basique, et elle est ensuite employée *de nouveau pour la dissolution du chlorure d'argent*.

À *Kapnik, près Nagybanya, en Hongrie*, le procédé Augustin est employé pour des minerais, mais combiné avec le *procédé Patera*, la lixiviation par la solution de chlorure de sodium des minerais soumis au grillage chlorurant étant suivie d'une lixiviation complémentaire par l'hyposulfite de sodium. Ce dernier sel dissout, indépendamment du chlorure d'argent resté dans le résidu, la majeure partie de l'*or*. Le même procédé est actuellement appliqué dans l'*Altai (Barnaul)*.

À l'époque de la présence de l'auteur à *Kapnik*, on traitait d'après le procédé en question des schlichs de pyrite et des minerais de triage. Dans les schlichs de pyrite l'or se trouve à l'état natif et l'argent combiné au soufre. Ils renferment 16 à 30 p. 100 de blende, 1,5 p. 100 de cuivre, 2 à 3 p. 100 de plomb, ainsi que 35 à 50 gram. d'argent aurifère par 100 kilogr., avec 8 à 10 gram. d'or par kilogr. d'argent aurifère. La teneur en sulfures métalliques s'élève à 70 p. 100. Les minerais de triage sont quartzeux et sans plomb. Leur teneur en sulfures métalliques est de 22 p. 100, dont 10 p. 100 de blende. 100 kilogr. de minerai contiennent 50 à 70 gram. d'argent aurifère, avec 2 à 3 gr. d'or dans 1 kilogr. de ce dernier.

Les minerais de triage et les schlichs, mélangés, autant que possible à parties égales, sont desséchés sur les canaux à poussières du four de grillage et ensuite soumis au *grillage chlorurant dans des fours à réverbère*, après addition de 8 p. 100 de sel. Ces derniers sont des fours avec 4 tablettes superposées, qui offrent une disposition analogue à celle des *fours Malétra*, dont ils ne se distinguent que par un foyer à grille, où le feu est entretenu sans interruption. Lorsque la masse soumise au grillage arrive sur la troisième plaque, on y mélange encore 4 p. 100 de sel. En 24 heures, on grille dans un four 1800 à 1900 kilogr. de minerai.

Le minerai grillé est séparé par tamisage des grumeaux qu'il renferme. Ces derniers forment 30 p. 100 de la masse et se composent de particules de minerai

agglomérées, incomplètement grillées. Ils sont moulus et soumis à un nouveau grillage chlorurant dans un *four à pelleteage continu*.

Le sel, dont la quantité s'élève à 3 p. 100 du poids de la charge, est ajouté 1/2 heure après l'introduction de cette dernière dans le four. Le grillage dure 6 heures.

Les minerais grillés sortant des fours à tablettes ainsi que du four à pelleteage continu sont lessivés. Les vases à lixiviation sont des *caisses en bois* avec fond mobile formé d'une claie de bois, sur lequel on place une toile. Sur celle-ci on verse 2,5 à 3 tonnes de minerai grillé. On traite d'abord ce dernier par une *lessive de chlorure de sodium à 22-25 p. 100 de sel*, qui a été chauffée à 80° au moyen d'un serpentín à vapeur. On lessive ensuite pendant encore 2 jours avec une solution aqueuse froide d'*hyposulfite de sodium* à 3-5° B. de densité. Par cette lixiviation combinée au chlorure et à l'hyposulfite de sodium, on dissout 90 p. 100 de la teneur en argent et 80 p. 100 de celle en or des minerais, 60 p. 100 de l'argent étant dissous par la *lessive de chlorure de sodium* et les 30 p. 100 d'argent restant, ainsi que la majeure partie de l'or par l'hyposulfite. Les résidus de la lixiviation ne sont pas quant à présent utilisés.

De la lessive de chlorure de sodium, on précipite l'argent par le cuivre dans deux séries de cuves superposées, en chauffant la lessive à 28° au moyen d'un serpentín à vapeur. Le cuivre qui est entré en solution à la place de l'argent est précipité de la lessive par le fer. La lessive dépouillée d'argent et de cuivre sert de nouveau pour la dissolution, après qu'on l'a laissée se clarifier. Lorsqu'elle a été employée trois fois, elle est rejetée.

De la lessive d'*hyposulfite de sodium*, l'or et l'argent sont précipités à l'état de sulfures par le sulfure de sodium. Pour préparer ce dernier, on fait bouillir de la fleur de soufre avec une lessive de soude caustique dans des chaudières en fonte. Le liquide séparé par filtration du précipité, et dans lequel le sulfure de sodium en excès s'est transformé au contact de l'air en hyposulfite, est de nouveau employé à la lixiviation.

L'argent de ciment précipité de la solution de chlorure de sodium, ainsi que le précipité de sulfure d'or et de sulfure d'argent sont imbibés dans un bain de plomb d'œuvre, préalablement chauffé au rouge dans une chaudière en fonte. On obtient ainsi un plomb enrichi jusqu'à 0,6 p. 100 d'argent et des abstrichs argentifères. Le plomb est coupellé, l'abstrich est fondu pour plomb d'œuvre dans des fours à cuve avec des minerais plombifères.

Le procédé Augustin a été autrefois employé au *Mansfeld* et à *Freiberg* pour l'extraction de l'argent de *mattes cuivreuses*, mais il y a été remplacé il y a longtemps par d'autres procédés. On lui a substitué au *Mansfeld* le procédé *Ziervogel*, à *Freiberg* la lixiviation par l'acide sulfurique.

Aux usines de la *Boston and Colorado Smelting Company*, à *Black Hawk* (*Colorado*), des *mattes cuivreuses*, avec 25 onces d'argent par tonne, préalablement grillées et dépouillées de leur sulfate d'argent par lixiviation à l'eau bouillante, d'après la méthode *Ziervogel*, étaient grillées avec du chlorure de sodium et ensuite traitées par une lessive de sel, afin d'en retirer le reste de l'argent. Cette méthode a été également abandonnée. Aux usines de cette société, qui de *Black Hawk* ont été transportées à *Argo*, près *Denver*, les résidus en question sont maintenant fondus pour matte et fonds cuivreux (*bottoms*) et la matte est de nouveau traitée par le procédé *Ziervogel*.

Le procédé Augustin a été pendant quelque temps appliqué aux *speiss* à

Stefanshütte, dans la *Hongrie supérieure*, mais l'extraction de l'argent étant incomplète, il a été abandonné. Non seulement il se volatilisait beaucoup d'argent, mais encore il se formait de grandes quantités d'arséniates et d'antimoniates de l'argent, qui n'étaient qu'incomplètement décomposées par la lessive de chlorure de sodium.

Jusqu'en l'année 1893, le procédé Augustin a été en usage à *Tajova*, près *Neusohl* (Hongrie supérieure), pour l'extraction de l'argent du *cuivre noir argentifère*. Mais ce procédé n'est plus appliqué au produit en question, parce qu'il est plus avantageux de séparer l'argent et le cuivre à l'aide de l'électrolyse ou, lorsque le sulfate de cuivre est à un prix élevé et l'acide sulfurique peu cher, d'avoir recours dans le même but à la lixiviation sulfurique.

Il est indispensable pour le traitement du cuivre noir par le procédé Augustin que la teneur de ce produit en antimoine et plomb ne soit pas trop élevée.

A *Tajova*, on traitait du cuivre noir avec 80 à 84 p. 100 de cuivre, 0,30 à 0,36 p. 100 d'argent et 3 à 7 p. 100 d'antimoine, ainsi que du cuivre noir de Schemnitz tenant 70 à 80 p. 100 de cuivre, 0,20 à 0,25 p. 100 d'argent et 9 à 15 p. 100 de plomb.

Le *cuivre noir* sortant du four était étendu à l'état pâteux sur des plaques de fer et concassé sur celles-ci à l'aide de marteaux en bois ; il était ensuite tamisé. Les particules fines passées à travers le tamis étaient convenables pour le grillage. Des parties grossières, les plus fines (jusqu'à la grosseur d'une lentille) étaient moulues et le reste bocardé ; les masses ainsi pulvérisées étaient encore tamisées ; la poudre fine passait au grillage, tandis que la partie grossière était moulue.

Les différents cuivres noirs réduits en poudre étaient assortis de façon que la teneur en plomb de leur mélange ne dépassât pas 7 p. 100.

Le grillage était effectué dans un *petit four à réverbère hongrois* à deux soles. La charge s'élevait à 250 kilogrammes.

La disposition du four à réverbère hongrois est mise en évidence par les figures 507 à 510.

a est la sole inférieure, *b* la supérieure, *c* le foyer à grille. Les gaz de ce dernier passent d'abord au-dessus de la sole inférieure, puis par le canal *d* ils arrivent sur la sole supérieure et ils quittent celle-ci par le rampant *e* pour se rendre, en traversant les chambres à poussière *f*, dans le canal *g*, et de ce dernier dans la cheminée. *i*, *i* sont les ouvertures de travail, devant lesquelles se trouve un rouleau *k*, pour appuyer les outils. Le minerai chargé, par la porte de travail, sur la sole supérieure est, après un premier grillage, déversé par le canal *d*, sur la sole inférieure, où a lieu le grillage définitif. *n*, *n* sont des canaux, par lesquels, lors du nettoyage des chambres à poussière, celle-ci est déversée dans l'espace *p*, duquel elle est retirée par l'ouverture *q*.

La charge à griller, mélangée avec 15 p. 100 de sel, était placée sur la sole supérieure du four, où au bout d'une demi-heure elle était portée au rouge. Là elle était soumise à un râblage continu et retournée plusieurs fois. Au bout de 7 à 10 heures, elle était déversée sur la sole inférieure, où, en y mélangeant à plusieurs reprises de la poudre de charbon de bois (4 p. 100), afin de décomposer les antimoniates, elle était râblée et retournée pendant 3 heures 1/2. On chauffait ensuite pendant 2 heures au rouge intense, afin d'amener la décomposition des sels basiques.

Au bout de ce temps, on cessait de chauffer, puis on râblait encore la masse

pendant 1/2 heure à 1 heure et on laissait la chloruration complémentaire s'effectuer dans le four. La durée du séjour de la charge sur la sole inférieure s'élevait à 10 heures.

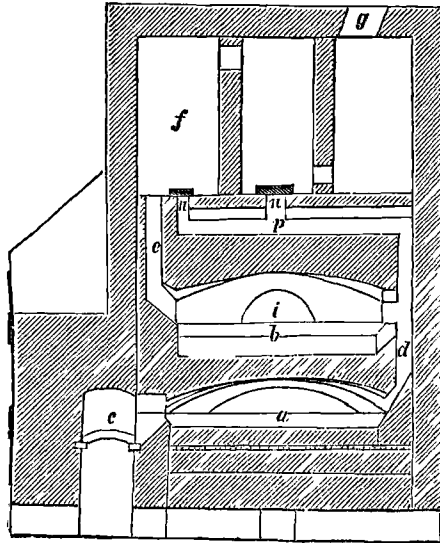


Fig. 507. — Four à réverbère hongrois à deux soles pour le grillage chlorurant des minerais ; coupe transversale.

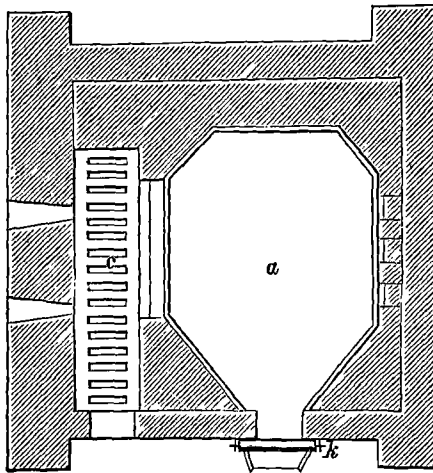


Fig. 508. — Four à réverbère hongrois à deux soles ; coupe horizontale au niveau de la sole inférieure.

La formation du chlorure d'argent pendant le grillage résultait de l'action directe du chlorure de sodium sur l'argent et aussi de l'action sur ce dernier du bichlorure de cuivre formé pendant l'opération ; en même temps, il se produisait dans le premier cas de la soude et dans le second du protochlorure de cuivre.

La masse grillée était tamisée encore chaude. La poudre fine arrivait chaude dans les vases à lixiviation, tandis que les parties grossières étaient moulues et grillées avec une nouvelle charge de minerai.

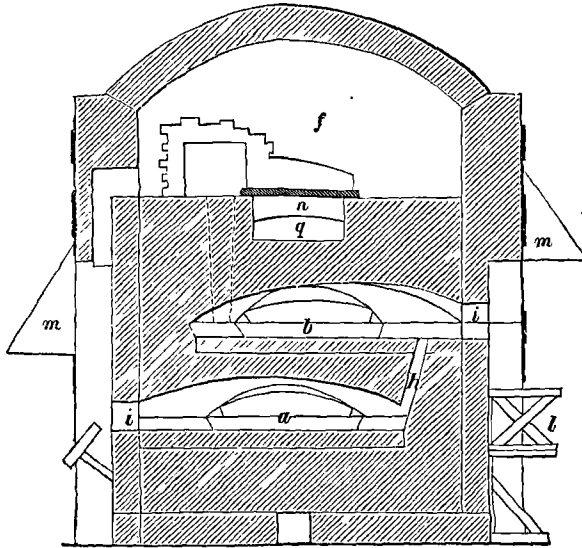


Fig. 509. — Four à réverbère hongrois à deux soles ; coupe longitudinale.

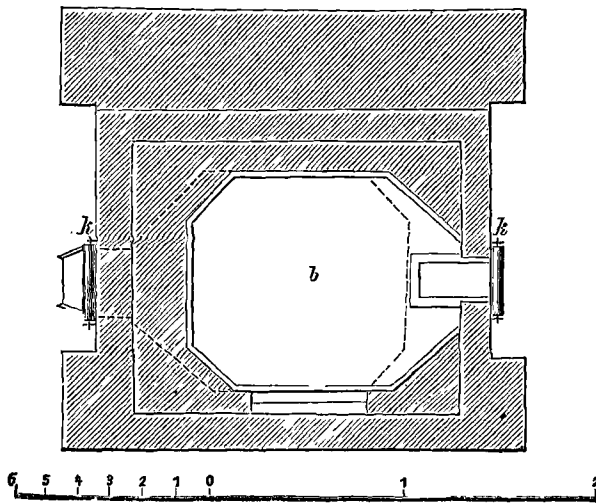


Fig. 510. — Four à réverbère hongrois à deux soles ; coupe horizontale au niveau de la sole supérieure. (Echelle en toises de 6 pieds; 1 toise = 1^m,896; 1 pied = 0^m,316.

La charge d'un vase à lixiviation s'élevait à 130 kilogr. La solution de sel employée pour celle-ci avait une température de 40 à 45°. Cette lessive froide dissolvait beaucoup moins de chlorure de plomb et de chlorure d'antimoine qu'une

lessive chaude. La consommation de sel était ainsi diminuée et lors de la précipitation la pureté de l'argent était moins altérée, parce que les sels en question se séparaient en partie. En outre, la lessive chaude de chlorure de sodium dissolvait plus de protochlorure de cuivre que la lessive froide, de sorte qu'en employant cette dernière pour la lixiviation, l'argent précipité contenait moins de cuivre (provenant du protochlorure de cuivre et de sels basiques) que lorsqu'on se servait de lessives chaudes.

On effectuait la lixiviation en laissant couler sans interruption la solution salée sur les masses ; au bout de 30 à 36 heures, l'opération était terminée. On lavait ensuite les résidus à l'eau bouillante.

Les résidus lessivés ne contenaient plus que 0,005 à 0,010 p. 100 d'argent. Ils se composaient principalement de bioxyde de cuivre et étaient fondus pour cuivre brut dans un four d'affinage avec des mattes.

La lessive contenant l'argent était conduite par une rigole dans l'appareil à précipitation représenté par la figure 506.

L'argent précipité se rassemblait en une couche de petits cristaux feutrés, épaisse de 5^{cm}, sur les grenailles de cuivre employées pour la précipitation.

Il était retiré des cuves de temps en temps, puis lavé à l'eau chaude sur un tamis, ensuite, si c'était nécessaire, avec de l'acide chlorhydrique (afin d'éliminer les sels basiques et les oxychlorures), après quoi il était desséché et finalement fondu dans des creusets de graphite. Sa teneur en fin s'élevait à 982 millièmes.

La lessive cuprifère désargentée s'écoulait dans une longue série de rigoles contenant du fer, afin de précipiter le cuivre. Le cuivre précipité contenait encore de petites quantités d'argent et à cause de cela il était ajouté lors du grillage chlorurant du cuivre noir.

La lessive décuivrée était de nouveau employée à la lixiviation du chlorure d'argent. Mais auparavant elle était dépouillée du chlorure de plomb qu'elle renfermait, ce dernier diminuant son pouvoir dissolvant pour le chlorure d'argent ; elle était aussi débarrassée des sels de fer qui s'y trouvaient. Le plomb en était précipité par le zinc ; pour séparer le fer, on abandonnait la lessive pendant longtemps au contact de l'air, et le métal se déposait à l'état de sel basique.

Les lessives, y compris l'eau de lavage décuivrée, étaient rassemblées dans un réservoir, et à l'aide de pompes, elles étaient montées dans des bassins établis au-dessus des cuves à lixiviation et desquels elles étaient écoulées dans ces dernières. Lorsqu'elles avaient servi pendant 10 à 12 mois, elles étaient rejetées.

Procédé Patera.

Le procédé Patera consiste à soumettre au grillage chlorurant les minerais argentifères, à dissoudre le chlorure d'argent au moyen d'une lessive d'hyposulfite de sodium, puis à précipiter l'argent de celle-ci sous forme de sulfure par le sulfure de sodium et enfin à traiter pour argent le précipité de sulfure d'argent. L'argent ne peut pas être précipité de la lessive à l'état de métal, parce que l'argent métallique, de même que le cuivre, sont dissous par la lessive d'hyposulfite de sodium. Le sulfure d'argent est au contraire insoluble dans la lessive d'hyposulfite, et en précipitant l'argent de celle-ci par le sulfure de sodium, l'hyposulfite de sodium est régénéré. 1 partie d'hyposulfite de sodium solide dis-

sout à peu près 1/2 partie de chlorure d'argent, tandis que 68 parties de chlorure de sodium ne dissolvent que 1 partie de chlorure d'argent.

L'emploi des hyposulfites pour la dissolution du chlorure d'argent a été proposé par *Hauch* en 1846 et par *Percy* en 1850. Mais ce n'est qu'en 1858 que *Patera* a appliqué en grand, à l'usine de *Joachimsthal en Bohême*, un procédé basé sur ces indications. Au lieu de l'hyposulfite de sodium employé par *Patera*, *Kiss* introduisit, en 1860, à l'usine de *Schmöllnitz, en Hongrie*, l'hyposulfite de calcium comme dissolvant du chlorure d'argent et il précipita l'argent à l'état de sulfure par le sulfure de calcium, en régénérant en même temps le dissolvant.

Dans les deux procédés, les solutions des hyposulfites décomposent le chlorure d'argent et forment des sels doubles solubles, c'est-à-dire de l'hyposulfite de sodium et d'argent ou de l'hyposulfite de calcium et d'argent. Lorsqu'on traite les solutions de ces sels doubles par le sulfure de sodium ou de calcium, l'argent est précipité à l'état de sulfure, tandis que, en même temps, l'hyposulfite de sodium et d'argent ou l'hyposulfite de calcium et d'argent sont ramenés à l'état d'hyposulfite de sodium ou d'hyposulfite de calcium.

En Europe, on préféra pendant un certain temps le procédé *Kiss* au procédé *Patera*, parce que la préparation de l'hyposulfite et du sulfure de calcium est moins coûteuse que celle de l'hyposulfite et du sulfure de sodium et qu'on pensait que l'or métallique contenu dans les minerais n'était dissous que par l'hyposulfite de calcium, mais non par le sel de sodium. Mais depuis qu'il a été reconnu que l'hyposulfite de sodium dissout l'or tout aussi bien que l'hyposulfite de calcium, on se sert des deux procédés. Ils n'ont cependant trouvé qu'un emploi très-restreint en Europe, où la majeure partie de l'argent est extraite par emblomage. L'usine de *Joachimsthal* ayant cessé de fonctionner depuis longtemps, le procédé *Patera*, combiné avec le procédé *Augustin*, n'est plus maintenant en usage qu'à l'usine de *Kapnik, près Nagybanya, en Hongrie*. Le procédé *Kiss* est encore employé dans quelques petites usines privées des environs de *Nagybanya*.

Aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord, la lixiviation par les hyposulfites (procédé *Patera*) a été mise en usage par *Küstel*, en 1874, à *Melrose, en Californie*, et ensuite par *O. Hofman* dans plusieurs autres usines de la *Californie*, ainsi qu'au *Névada* et dans l'*Arizona*. Mais actuellement toutes les usines en question ne fonctionnent déjà plus. Par contre, le procédé *Patera* a été introduit dans le *Nevada* au *Bertrand Mill* en 1882, au *Mount-Cory Mill* en 1883 et au *Cortez Mill* en 1885, et actuellement il est encore appliqué dans ces usines.

Il a été également introduit au *Mexique* en 1868 et il y est encore maintenant en usage dans plusieurs usines.

Pour que le procédé *Patera* donne des résultats avantageux, il est indispensable que les minerais ne soient pas trop riches en plomb, cuivre et spath calcaire.

Lors du grillage, le plomb est transformé en chlorure et en sulfate. Ces deux corps fondent avec le chlorure d'argent et enveloppent les particules de minerai non décomposées. Ils entrent en dissolution avec l'argent, de telle sorte que, lors de la précipitation de ce dernier par le sulfure de sodium, le plomb est aussi précipité à l'état de sulfure.

Le cuivre se dissout aussi partiellement (sous forme de sulfate et de bichlorure) et, comme le plomb, il est précipité avec l'argent à l'état de sulfure. La pur et du précipité d'argent est par suite fortement allié par ces deux métaux. Le

spath calcaire est pendant le grillage en partie transformé en chaux caustique. Celle-ci réduit l'argent du chlorure et diminue la solubilité de la plupart des combinaisons d'argent dans l'hyposulfite, en affaiblissant la tendance de l'argent à former des sels doubles. Elle précipite aussi à l'état d'hydroxyde le plomb contenu dans les lessives, hydroxyde qui forme autour du chlorure d'argent une enveloppe dense, insoluble dans les hyposulfites et le soustrait ainsi à la lixiviation.

On peut jusqu'à un certain degré empêcher les effets nuisibles du *plomb* et du *cuivre* en éliminant, avant la lixiviation, par un lavage à l'eau bouillante le chlorure de plomb et le bichlorure et le sulfate de cuivre,

Le *plomb* peut aussi être précipité de la solution d'hyposulfite à l'état de carbonate par le carbonate de sodium, le carbonate de plomb étant, d'après les indications de *Russel*, insoluble dans les lessives d'hyposulfites.

Le *cuivre* est surtout nuisible lorsqu'il se trouve avec du *plomb* dans les minerais, parce que l'argent est beaucoup plus difficile à séparer d'un précipité qui contient en même temps du sulfure de plomb et du sulfure de cuivre que d'un précipité ne renfermant, outre le sulfure d'argent, que du sulfure de cuivre.

L'*antimoine* et l'*arsenic* ne sont pas aussi nuisibles que dans le procédé Augustin, parce que les hyposulfites dissolvent l'argent des arséniates et antimoniates qui se sont formés pendant le grillage. L'*argent métallique*, mis en liberté par le grillage ou qui préexistait dans les minerais, est aussi dissous par les hyposulfites. Mais les combinaisons sulfurées et arsénio-sulfurées ou antimonio-sulfurées de l'argent, que le grillage n'a pas décomposées, ne sont pas attaquées par les hyposulfites.

On n'emploie qu'*exceptionnellement* le procédé Patera pour l'extraction du chlorure d'argent naturel des minerais. La règle est de ne l'appliquer qu'aux minerais contenant des combinaisons sulfurées simples ou complexes de l'argent et ayant subi préalablement le grillage chlorurant. Au Mexique, on s'en est aussi servi pour les résidus argentifères de l'amalgamation (*tailings*).

Le procédé n'est pas employé pour les produits métallurgiques.

La dissolution du chlorure d'argent naturel des minerais au moyen de l'hyposulfite de sodium est pratiquée à *Broken-Hill*, dans la Nouvelle-Galles du Sud. Les minerais, qui contiennent du carbonate de plomb, du chlorure d'argent, de l'iodure d'argent, de l'embolite et de l'argent natif, sont soumis à une préparation mécanique.

Les résidus (*tailings*) contiennent encore de grandes quantités des combinaisons d'argent que l'on vient de nommer et, à cause de cela, ils sont traités, dans les grandes cuves à lixiviation (américaines) décrites plus loin, par une lessive d'hyposulfite de sodium, qui dissout le chlorure d'argent et une partie de l'iodure d'argent. De la lessive, l'argent est précipité par le sulfure de sodium. Le précipité est desséché, grillé dans un petit four à réverbère et ensuite imbibé dans un bain de plomb.

Comme l'iodure d'argent n'est qu'incomplètement dissous par la lessive d'hyposulfite, on l'a, dans ces derniers temps, transformé en chlorure par grillage des minerais avec du chlorure de sodium dans des fours Howell et produit ainsi en même temps une chloruration de l'argent natif et donné aux minerais une porosité plus grande. Du minerai ainsi traité, lequel contient 20 onces d'argent par tonne, on peut extraire par l'hyposulfite de sodium 80 p. 100 de la teneur en argent.

En 24 heures, on passe dans un four Howell 30 tonnes de minerai de cette sorte.

Un procédé analogue est appliqué à *Cerro Gordo, au Chili*¹. Le minerai traité dans cette localité contient 0,10 p. 100 d'argent en majeure partie à l'état de chlorure, d'iodure et de bromure et 0,0001 p. 100 d'or. Il est finement moulu dans des moulins à boulets et ensuite grillé dans des fours Howell avec addition de 8 p. 100 de sel. Le four Howell est long de 8^m,20 et son diamètre est égal 1^m,57 dans sa partie large et à 1^m,32 dans sa partie étroite. Son revêtement a une épaisseur 0^m,127. Le four faisant 1/2 ou 1 rotation par minute, on y grille, en 24 heures, 35 à 38 tonnes de minerai. Le grillage a pour but de désagréger les combinaisons chlorurées, iodurées et bromurées de l'argent et de chlorurer partiellement l'argent non combiné au chlore. Le minerai grillé est lessivé 6 fois avec une solution d'hyposulfite de sodium (contenant 1 p. 100 de ce dernier) dans des cuves en bois de 4^m,40 de longueur, 3^m,70 de largeur et 0^m,87 de profondeur ; ces cuves, qui sont garnies de toiles, ont un fond mobile fait avec des baguettes de bois et contiennent chacun 8 tonnes de minerai. Par ce lessivage, on dissout 60 à 80 p. 100 de la teneur en argent et 60 p. 100 de celle en or.

L'argent et l'or sont précipités de la lessive à l'état de sulfures par le sulfure de sodium. Les vases à précipitation sont des caisses en bois offrant les dimensions des cuves à lixiviation. Le précipité des sulfures métalliques est vendu à des usines métallurgiques de l'Europe. Des essais de lixiviation avec l'hyposulfite de sodium et de cuivre (solution de Russel) n'ont pas donné de résultats favorables, tandis que le cyanure de potassium a montré un très-bon pouvoir dissolvant pour l'argent.

Pour l'extraction de l'argent de ses *combinaisons sulfurées simples et complexes* (avec les sulfures d'arsenic et d'antimoine), le procédé comprend les opérations suivantes : grillage avec du chlorure de sodium des minerais convenablement pulvérisés et desséchés, traitement des minerais grillés par l'eau afin d'en éliminer les combinaisons solubles des métaux non précieux, dissolution de l'argent par l'hyposulfite de sodium, précipitation de ce métal de la lessive d'hyposulfite et traitement du sulfure d'argent précipité pour argent par grillage et imbibition au bain de plomb du sulfure grillé, ou par imbibition au bain de plomb du sulfure d'argent desséché.

Dans les usines des *Etats-Unis de l'Amérique du Nord*², qui possèdent les dispositifs les plus récents et les meilleurs pour l'application du procédé Patera, les minerais sont, de la même manière que dans le *procédé d'amalgamation de Reese-River*, d'abord broyés puis desséchés et ensuite amenés à la grosseur de grain nécessaire au moyen de *cylindres* ou de *bocards*. Ici également, afin d'éviter autant que possible les retours en arrière, les usines sont disposées en terrasses. Les minerais sont d'abord déversés sur une grille inclinée (*grizzly*). Les gros morceaux glissent sur celle-ci et arrivent sur le plancher où sont établis les broyeurs, dans lesquels ils sont chargés. Les minerais broyés se réunissent à ceux qui ont traversé la grille et sont desséchés. La dessiccation a lieu, comme il a été expliqué à propos de l'amalgamation, soit dans des cylindres rotatifs en fer, soit dans des fours à dessiccation de Stetefeldt. Le minerai desséché est pulvérisé à l'aide de

¹ Gmelhing, *Oesterr. Zeitschr. für Berg- und Hüttenwesen*, 1893, n° 37.

² Carl A. Stetefeldt, *The Lixiviation of Silver ores with hyposulphite solutions, with special reference to the Russel process*. New-York, 1888.

C. H. Aaron, *Notes on the Hydrometallurgy of Silver. Eight annual report of the State Mineralogist*. Sacramento, 1888.

cylindres ou de bocards. L'appareil à cylindres le plus employé aux Etats-Unis, à cause de son grand rendement, est celui de Krom (*Kroms roll*). Ordinairement, on fait passer le minerai par deux appareils superposés. Le rendement d'un pareil pulvérisateur double est de 35 à 40 tonnes en 24 heures. Le choix de l'appareil à l'aide duquel la pulvérisation doit être effectuée dépend de la nature du minerai. On emploie les cylindres toutes les fois que celle-ci le permet. Mais certains minerais, surtout ceux qui renferment de grandes quantités de galène et de blende, exigent, pour que la chloruration de l'argent soit aussi complète que possible, une réduction en poudre fine, qui ne peut être obtenue que par bocardage. Il sera facile à l'aide d'expériences de déterminer quel est le mode de pulvérisation le plus avantageux. Les bocards employés sont les *bocards secs californiens*.

Le *grillage chlorurant* est effectué de la même manière et dans les mêmes dispositifs (fours à réverbère à sole fixe, cylindres rotatifs, fours Stetefeldt) que celui des minerais qui doivent être soumis à l'amalgamation.

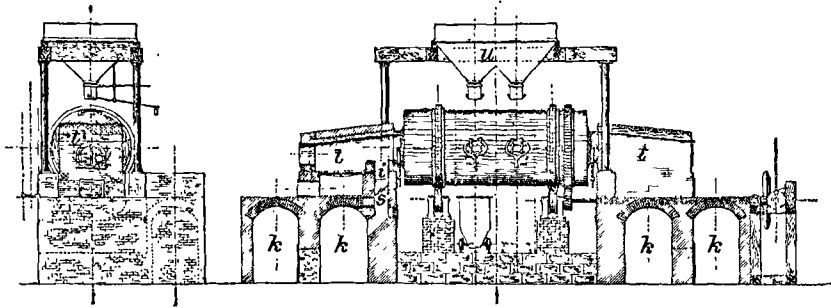


Fig. 511. — Four Hoffman ; vue extérieure du côté de l'un des foyers.

Fig. 512. — Four Hoffman ; vue extérieure et coupe longitudinale de l'un des foyers.

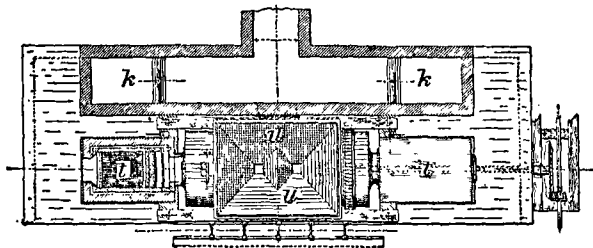


Fig. 513. — Four Hoffman ; vue supérieure et coupe horizontale à travers l'un des foyers et des chambres à poussières.

Nous devons également mentionner ici le *four cylindrique rotatif d'Hoffman*. Ce four est muni à ses deux extrémités d'un foyer à grille et d'un rampant. Les rampants, de même que les ouvertures qui amènent l'air aux foyers, peuvent être fermés par des registres. Grâce à cette disposition, on peut chauffer tantôt avec l'un des foyers tantôt avec l'autre, c'est-à-dire renverser la direction de la flamme, ce qui permet un chauffage uniforme des minerais. Ce four est représenté par

les figures 511 à 513, *t*, *t* sont les foyers à grille établis aux deux extrémités du cylindre ; *i* est l'un des rampants ; *s* le registre à l'aide duquel il peut être fermé ; *u* est la trémie de chargement. *k*, *k* sont des chambres à poussières, par lesquelles passent les gaz en se rendant dans la cheminée.

Le four *Brückner* et, depuis quelque temps, surtout celui de *Stetefeldt* sont en usage pour le grillage chlorurant des minerais. La quantité du sel ajouté s'élève, suivant la nature de ces derniers, à 3-10 p. 100 de leur poids. Aux minerais pauvres en soufre, on ajoute aussi de la pyrite. Lorsque les minerais renferment du plomb, la température de grillage est maintenue aussi basse que possible, afin d'empêcher qu'ils ne s'agglomèrent par la fusion de chlorure, de sulfate et éventuellement de silicate de plomb. Le plomb doit autant que possible être transformé en *chlorure*, parce que ce sel peut être dissous par l'eau, ce qui n'est pas le cas pour le sulfate de plomb.

Au *Bertrand-Mill*, dans le *Névada*, on emploie des fours *Brückner* de 5^m,79 de longueur et de 2^m,40 de diamètre. Ces fours ne sont mis en mouvement que par le frottement de 3 galets sur des bandages entourant le four. La charge d'un four est de 5 tonnes. Le grillage dure 10 heures. En 24 heures, on consomme 3 cordes de bois par four. La masse grillée est abandonnée à elle-même pendant 24 heures, afin que se produise la chloruration complémentaire. Il faut 1 homme dans la journée pour le service de deux cylindres.

Les poussières entraînées sont soumises comme le minerai à un grillage chlorurant dans les fours *Brückner*.

Les fours *Stetefeldt* grillent en 24 heures jusqu'à 70 tonnes de minerai et on peut les recommander aussi bien pour l'amalgamation que pour le procédé *Patera*.

Élimination des combinaisons des métaux non précieux solubles dans l'eau.

Les minerais ayant subi le grillage chlorurant renferment des combinaisons des métaux non précieux solubles dans l'eau, surtout des sulfates et des chlorures du cuivre, du fer et du zinc, ainsi que du chlorure de plomb. Ces combinaisons doivent être éliminées avant le traitement de la masse grillée par l'hyposulfite de sodium, parce que, sans cela, elles passeraient avec l'argent dans la lessive d'hyposulfite et seraient, lors du traitement de celle-ci par le sulfure de sodium, précipitées à l'état de sulfures, qui altéreraient la pureté du sulfure d'argent.

On fait donc précéder le traitement du minerai grillé par l'hyposulfite de sodium d'un *traitement par l'eau*. Ces deux opérations ont lieu dans le même vase. On y charge la masse qui vient d'être grillée et on ne l'en retire qu'après la dissolution de l'argent. Dans les localités où le procédé *Russel* est en usage, la lixiviation complémentaire avec l'hyposulfite de sodium et de cuivre est également effectuée dans ce même vase.

Les vases à lixiviation sont des cuves en bois avec double fond, quelquefois aussi des bassins en ciment.

La disposition des cuves en bois a dans ces dernières années subi en *Amérique* de nombreuses modifications. Les petites cuves d'une capacité de 10 tonnes, ont été remplacées par de grandes cuves contenant 50 tonnes, parce que dans ces dernières la lixiviation est tout aussi rapide que dans les premières. Au lieu d'un diamètre de 2^m,50 à 3^m, on leur a en donné un de 5^m, et la profondeur a été portée

de 0^m,90-1^m à 1^m,50-2^m,10. On a activé la pénétration du liquide à travers les masses en produisant un vide à l'aide d'un injecteur Körting, et au moyen du

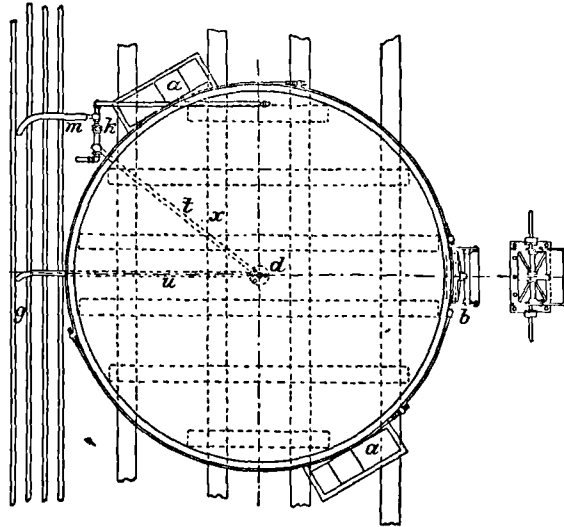


Fig. 514. — Cuve américaine pour la lixiviation des minerais d'argent (procédé Patena); coupe horizontale.

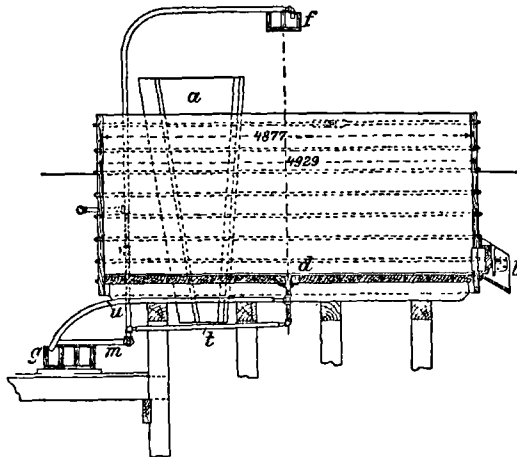


Fig. 515. — Cuve américaine pour la lixiviation des minerais d'argent; coupe verticale.

même dispositif on a fait passer le même liquide plusieurs fois à travers la couche du minéral.

La disposition d'une nouvelle cuve à lixiviation, établie d'après ces principes, est mise en évidence par les figures 514 à 517. Les douves qui forment la paroi latérale de la cuve sont épaisses de 0^m,0762; le fond est fait avec des planches de 0^m,101 d'épaisseur. Les joints sont bouchés avec du blanc de plomb (qui n'est pas attaqué par les hyposulfites). Les cercles sont en fer rond d'un diamètre

de $0^m,0285$; les différentes parties dont ils se composent sont reliées entre elles comme le montre la figure 514.

Le fond filtrant est une natte x (fig. 517), sur laquelle se trouve le filtre proprement dit y en toile à voile. La natte repose sur des lattes (fig. 516 et 517), de $0^m,0381$ de hauteur et $0^m,0254$ de largeur, séparées l'une de l'autre par un espace de $0^m,0254$ et fixées au fond de la cuve à l'aide de vis en fer recouvertes de blanc de plomb.

Afin que le liquide puisse circuler sur le fond de la cuve, les lattes sont munies sur leur face inférieure d'entailles v , v , larges de $0^m,076$ et hautes de $0^m,127$ (fig. 517). Les lattes ne vont pas jusqu'à la paroi de la cuve, mais

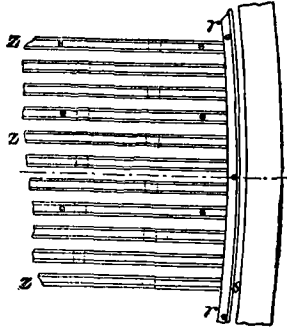


Fig. 516. — Fond filtrant de la cuve américaine ; coupe horizontale.

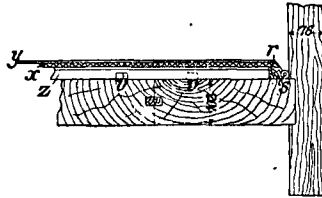


Fig. 517. — Fond filtrant de la cuve américaine ; coupe verticale.

laissent un espace libre de $0^m,0381$ de largeur, dans lequel est placé un cercle r , formé de plusieurs lattes hautes de $0^m,0381$ et larges de $0^m,0254$. Afin de boucher le joint entre la paroi de la cuve et le cercle r , on met autour de ce dernier une corde de chanvre épaisse s (fig. 516 et 517), que l'on tasse fortement. La natte ne couvre que les lattes et le cercle, tandis que la toile filtrante a un diamètre de $0^m,452$ plus grand que celui de la cuve. La partie de la toile qui dépasse le cercle est appliquée fortement sur le fond et la paroi latérale de la cuve au moyen de la corde de chanvre.

Le minerai à lessiver est apporté par des wagonnets roulant sur des rails disposés au-dessus de la cuve, où il est ensuite déversé. Le liquide dissolvant peut s'écouler dans la cuve de rigoles ou de tubes établis au-dessus de celle-ci ou y être monté au moyen de tuyaux en caoutchouc. L'évacuation des lessives de la cuve a lieu par un tube en fer d (fig. 514 et 515), adapté au milieu du fond de cette dernière. A ce tube sont reliés des tuyaux en caoutchouc u et t , dont l'un doit toujours être fermé pendant l'écoulement de la lessive.

Par le tuyau *u* la lessive se rend dans la rigole *g*. Le tuyau *t* est en communication avec un injecteur Körtling (un exhausteur), par lequel un vide partiel peut être produit au-dessous du fond filtrant, de façon à activer la filtration. A l'aide de l'injecteur, le liquide peut être dirigé par le tuyau *m* avec lequel il communique, dans la rigole *g*, ou bien, en fermant *m*, dans la rigole supérieure *f* (fig. 515), de laquelle il peut être déversé de nouveau dans la cuve. Pour retirer de celle-ci les résidus lessivés, on les enlève à l'aide de pelles et on les fait tomber par les canaux *a*, *a* dans des wagonnets amenés au-dessous de ces derniers, ou on les extrait par une ouverture qui se trouve immédiatement au-dessus du filtre, ou bien encore on les pousse avec de l'eau dans la petite ouverture *b*.

Les cuves sont remplies avec le minerai de façon qu'entre la surface de ce dernier et leur bord supérieur il reste encore un espace libre de 30^{cm}.

Si l'on dispose de quantités d'eau suffisantes et si l'on ne craint pas que du chlorure d'argent n'entre en dissolution, ou si le chlorure d'argent dissous peut être récupéré facilement et assez pur, on introduit l'eau dans la cuve *par en haut*. Si au contraire l'eau est peu abondante et si on désire séparer à nouveau dans la cuve elle-même le chlorure d'argent entré en dissolution, on introduit l'eau *au-dessous du fond filtrant* et la laisse pénétrer la masse *de bas en haut*.

Dans le *premier cas*, on ferme l'orifice d'écoulement de la cuve et on laisse arriver l'eau dans celle-ci jusqu'à ce qu'elle soit pleine. On ouvre ensuite l'orifice d'écoulement et on fait encore arriver de l'eau, jusqu'à ce que les sels solubles soient éliminés, dans lequel cas le sulfure de sodium ne doit pas produire de précipité dans le liquide.

Dans la *lixiviation de bas en haut*, on fait arriver l'eau au-dessous du fond filtrant de la cuve jusqu'à ce qu'elle couvre la surface du minerai. On laisse ensuite la lessive traverser de haut en bas la couche de minerai, puis sortir par le fond de la cuve. En même temps, on fait couler par en haut de l'eau fraîche, jusqu'à ce que les sels solubles soient éliminés. Par suite de la dilution par l'eau fraîche de la solution concentrée qui se rassemble au-dessus du minerai, le chlorure d'argent et une partie du chlorure de plomb en sont précipités et recueillis dans le minerai lui-même, qui sert de filtre. Ce mode de lixiviation a l'avantage de permettre de récupérer dans la cuve le chlorure d'argent dissous par le liquide contenant du chlorure de sodium, mais il a cet inconvénient qu'avec l'argent il se précipite du plomb, de l'antimoine et aussi, s'il y en a, du protochlorure de cuivre, de sorte que plus tard on obtient un sulfure d'argent impur.

C'est pour cela que *Stetefeldt* préfère lessiver *de haut en bas* et précipiter de la lessive l'argent entré en dissolution. Il ne recommande la lixiviation de bas en haut que lorsqu'on n'a que peu d'eau à sa disposition.

Le mieux est d'employer de l'eau froide pour la lixiviation, parce que l'eau chaude dissout plus de chlorures, qui augmentent eux-mêmes la quantité de chlorure d'argent dissous.

On laisse l'eau de lavage se perdre lorsqu'elle ne renferme que de faibles quantités d'argent. Dans le cas contraire, l'argent peut en être retiré par dilution de la lessive avec de l'eau ou traitement de celle-là par le sulfure de sodium ou de calcium. Dans le premier cas, où l'argent se sépare à l'état de chlorure, de très-grands vases sont nécessaires, et pour cela ce procédé n'est pas à recommander.

Le deuxième procédé doit être recommandé, si l'eau par suite de la dissolution

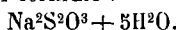
de chaux caustique est alcaline. Dans ce cas, elle ne tient en dissolution que de faibles quantités de métaux non précieux et l'on obtient par suite un précipité de sulfure d'argent assez pur.

Si l'eau de lavage renferme du cuivre, Stetefeldt recommande l'emploi de fer, par lequel le cuivre est précipité; celui-ci à son tour précipite l'argent et est finalement séparé de nouveau de la solution par du fer.

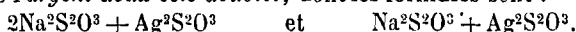
Dissolution de l'argent par la lessive d'hyposulfite de sodium.

Sur les minerais traités par l'eau, dès que celle-ci s'est abaissée jusqu'à leur surface, on fait couler la lessive d'hyposulfite de sodium. Cette dernière expulse d'abord l'eau de la cuve, et dès qu'elle commence à sortir de celle-ci, on la dirige dans les vases à précipitation.

L'hyposulfite de sodium a pour formule :



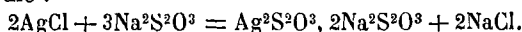
Il forme avec l'argent deux sels doubles, dont les formules sont :



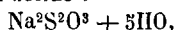
Le sel double de la première formule est plus facilement soluble dans l'eau que le second.

La solution de l'hyposulfite de sodium ne se décompose que très lentement à l'air, en absorbant de l'oxygène et se transformant en sulfate de sodium.

La dissolution du chlorure d'argent par l'hyposulfite de sodium a lieu en général d'après la formule :



1 partie d'hyposulfite de sodium solide :

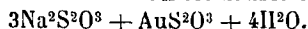


dissout 0,485 p. de chlorure d'argent, correspondant à 0,365 p. d'argent. Ce grand pouvoir dissolvant de l'hyposulfite de sodium pour le chlorure d'argent lui donne l'avantage sur le chlorure de sodium comme dissolvant du chlorure d'argent, 68 parties de chlorure de sodium solide ne dissolvant que 1 p. de chlorure d'argent.

Outre le chlorure d'argent, de l'argent et de l'or métalliques, ainsi que de l'oxyde d'argent, de l'arséniate et de l'antimoniate d'argent sont aussi dissous par la lessive d'hyposulfite de sodium.

D'après les expériences de Russel, 1000 c.c. d'une solution d'hyposulfite de sodium, que celle-ci contienne 10, 25, 100, 150, 200 ou 250 gr. $\text{Na}^2\text{S}^2\text{O}^3 + 5\text{H}^2\text{O}$, dissoudraient à la température ordinaire 0^{rs},030 d'argent métallique. Le pouvoir dissolvant des lessives est augmenté par l'élévation de la température. A 54°, des lessives avec 50 à 200 gr. d'hyposulfite dissolvaient 0^{rs},100 d'argent métallique.

Les mêmes lessives (1000 c.c.) dissolvaient 0^{rs},0002 d'or métallique. L'or forme également avec l'hyposulfite de sodium un sel double de la formule :



L'oxyde d'argent se dissout en formant un sel double ($3\text{Na}^2\text{S}^2\text{O}^3 + \text{Ag}^2\text{O} + \text{H}^2\text{O} = 2\text{Na}^2\text{S}^2\text{O}^3, \text{Ag}^2\text{S}^2\text{O}^3 + 2\text{NaHO}$). Pour 1 partie de $\text{Na}^2\text{S}^2\text{O}^3 + 5\text{H}^2\text{O}$ solide, il se dissout 0,200 p. d'argent.

De l'arséniate d'argent (Ag^2AsO^4), qui se dissout mieux dans des lessives tièdes que dans les lessives froides, il entrerait en dissolution, d'après Russel, 0,2 parties d'argent pour 1 partie de $\text{Na}^2\text{S}^2\text{O}^3 + 5\text{H}^2\text{O}$ solide.

De l'*antimoniate d'argent*, qui se dissout également mieux dans des lessives tièdes que dans des lessives froides, il se dissoudrait pour 1 partie de $\text{Na}^2\text{S}^2\text{O}^3 + 5\text{H}^2\text{O}$ solide 0,05 p. d'argent. (La solubilité de l'arséniate et de l'antimoniate d'argent est beaucoup augmentée par la présence de soude caustique dans les lessives.)

Parmi les autres corps qui se trouvent dans les minerais, le *cuivre* est dissous dans les mêmes proportions que l'argent. Le *carbonate de cuivre* est soluble, tandis que les *carbonates de plomb, de fer, de manganèse, de zinc et de calcium* sont insolubles. L'*hydrate de protoxyde de cuivre* est soluble, tandis que l'*hydroxyde de plomb, le bioxyde de cuivre et l'hydrate de bioxyde de cuivre*, ainsi que les *oxydes et hydroxydes de fer, de manganèse et de zinc* sont insolubles. Le *bichlorure de cuivre* se dissout en formant un *sel double*.

Le *sulfate de plomb* entre en dissolution avec formation d'un sel double : $2\text{Na}^2\text{S}^3, \text{PbS}^2\text{O}^3$. Sa solubilité croît avec la concentration et la température de la lessive.

Le *sulfate de calcium* se dissout en donnant naissance à du sulfate de sodium et à de l'*hyposulfite de sodium et de calcium*. Les solutions froides et étendues de l'*hyposulfite de sodium* dissolvent mieux le sulfate de calcium que les solutions chaudes et concentrées.

La *chaux caustique* se dissout avec formation d'*hyposulfite de sodium et de calcium et de soude caustique*. Sa solubilité dans l'*hyposulfite de sodium* est analogue à sa solubilité dans l'eau.

Le *sulfate de plomb, le sulfate de sodium* et tout particulièrement les *alcalis caustiques* et les *terres alcalines* exercent une action défavorable sur la *solubilité du chlorure d'argent* dans la lessive d'*hyposulfite de sodium*.

Le sulfate de plomb forme avec l'*hyposulfite de sodium* le sel double mentionné plus haut et soustrait ainsi le chlorure d'argent à l'action du dissolvant.

Le sulfate de sodium n'affaiblit pas autant le pouvoir dissolvant que la soude et la chaux caustiques.

Une lessive d'*hyposulfite de sodium* qui contenait 1,5 p. 100 $\text{Na}^2\text{S}^2\text{O}^3 + 5\text{H}^2\text{O}$, perdait 6 p. 100 de sa solubilité pour le chlorure d'argent, lorsqu'elle renfermait 2 p. 100 de sulfate de sodium et 8 p. 100 lorsqu'elle contenait 5 p. 100 de ce sel.

Le pouvoir dissolvant pour le chlorure d'argent de la lessive d'*hyposulfite* était, d'après les expériences de *Russel*, diminué de 30 p. 100 par 0,5 p. 100 de soude caustique et de 11 à 24 p. 100 par 0,5 p. 100 de chaux.

Les *alcalis caustiques* et les *terres alcalines* agissent *défavorablement* en diminuant la tendance de l'argent à former des sels doubles et, avec des minerais grillés plombifères, en donnant lieu à la formation d'*hydroxyde de plomb*. Lors du grillage chlorurant, le *plomb* est transformé partie en *chlorure*, partie en *sulfate*. Le *chlorure de plomb* est en majeure partie dissous par l'eau, mais non le *sulfate de plomb*. Ces deux corps sont dissous par l'*hyposulfite de sodium*. Mais lors de la lixiviation, les alcalis et les terres alcalines précipitent des solutions de plomb de l'*hydroxyde de plomb*, qui forme autour du chlorure d'argent une enveloppe dense insoluble dans les *hyposulfites* et le soustrait ainsi à la dissolution. Les lessives renferment les corps nuisibles en question si les minerais à griller contiennent du *carbonate de calcium*, qui lors du grillage est en partie transformé en chaux, en outre si le *sulfure de sodium* employé pour précipiter l'argent renfermait de la *soude caustique*, si la précipitation du plomb des lessives a été produite par un excès de *chaux caustique* et si les minerais renferment de l'*argent métal*

lique ou des *oxyels* de l'argent, dans lequel cas il se forme lors de la lixiviation de la *soude caustique*.

La lessive d'hyposulfite de sodium est employée de préférence à l'état froid, parce que des lessives chaudes se décomposent plus facilement que des lessives froides et dissolvent des quantités plus grandes de métaux non précieux. La *force donnée aux lessives* ne dépasse pas 2,5 p. 100 d'hyposulfite de sodium pour les *minerais d'argent riches* et 1 p. 100 pour les *minerais pauvres en argent*, mais riches en métaux non précieux.

On laisse couler la solution d'hyposulfite de sodium à travers la masse de minerai, jusqu'à ce que dans la lessive qui s'en écoule on ne trouve plus d'argent. Le sulfure de calcium, précipitant aussi de la dissolution, outre l'argent, des métaux non précieux, ne peut pas fournir une preuve directe de l'absence d'argent dans la lessive, tant qu'il produit un précipité. C'est pour cela qu'*Hoffman* dissout le précipité des sulfures métalliques dans l'acide azotique et qu'il mélange ensuite la solution limpide avec du chlorure de sodium ou de l'acide chlorhydrique, afin de précipiter le plomb et éventuellement l'argent à l'état de chlorures. Le précipité est bouilli avec de l'eau, qui dissout le chlorure de plomb, mais laisse le chlorure d'argent. Tant qu'il reste un résidu ou que la solution offre un aspect laiteux, l'argent n'est pas encore complètement éliminé des minerais. La *détermination de la teneur en argent des minerais lessivés* donnera du reste des indications encore plus précises. La *durée de la lixiviation* dépend de la richesse en argent des minerais ainsi que de la quantité des matières argileuses qu'ils renferment ou de la rapidité de la filtration de la lessive à travers la masse. Elle oscille entre 6 à 30 heures pour une cuve. Les minerais lessivés sont lavés avec de l'eau. On fait écouler l'eau de lavage, de même que la lessive d'hyposulfite argentifère, dans les vases à précipitation.

L'argent est ordinairement éliminé des minerais par la lessive d'hyposulfite de sodium jusqu'à réduction de leur teneur à 4 onces par tonne.

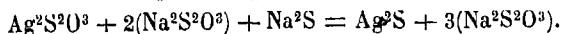
Précipitation de l'argent dissous dans la lessive d'hyposulfite de sodium.

La lessive d'hyposulfite de sodium contient ordinairement, outre l'argent, du plomb, du cuivre, de l'or, de l'antimoine, de l'arsenic et du calcium. Les autres métaux (zinc, fer, manganèse) ont été éliminés par le lavage à l'eau. Le plomb contenu dans la lessive est entré en dissolution principalement à l'état de sulfate, parce que le chlorure de plomb a été éliminé par l'eau de lavage. Si le plomb est en grande quantité, il est convenable de le séparer à l'état de carbonate au moyen de carbonate sodique, avant de précipiter l'argent par le sulfure de sodium.

Le carbonate de sodium, proposé par *Russel* pour précipiter le plomb, ne précipite pas le cuivre et l'argent de leurs solutions dans les hyposulfites. Le calcium est seul précipité à l'état de carbonate ; c'est pour cela que lorsqu'on emploie le sulfure de calcium pour précipiter l'argent ou l'hyposulfite de calcium comme dissolvant, on ne peut pas se servir de carbonate de sodium.

Si le plomb n'est pas éliminé de la lessive avant la précipitation de l'argent, il est précipité avec l'argent à l'état de sulfure.

L'argent est précipité de la lessive par une solution aqueuse de sulfure de sodium. Il est ainsi séparé à l'état de sulfure, tandis que l'hyposulfite de sodium est régénéré. La réaction se passe d'après l'équation :



Avec l'argent sont aussi précipités l'or et le cuivre, ainsi que d'autres métaux lourds non précieux contenus dans la lessive. On ne doit pas employer plus de sulfure de sodium que ce qui est absolument nécessaire pour la précipitation des métaux en question, la lessive séparée du précipité devant resservir pour la dissolution de l'argent de minerais frais. Si elle contenait du sulfure de sodium, l'argent dissous serait précipité par ce dernier dans les cuves à lixiviation à l'état de sulfure insoluble, ce qui entraînerait des pertes d'argent. C'est pour cela qu'il faut éliminer le sulfure de sodium qui se trouve dans la lessive, en y ajoutant de la lessive argentifère fraîche. On peut aussi, en faisant passer dans le liquide un courant d'acide sulfureux, transformer le sulfure de sodium en hyposulfite, transformation qui est accompagnée d'un dépôt de soufre.

Les vases dans lesquels ont lieu les différentes précipitations, c'est-à-dire la précipitation des sulfures métalliques de l'eau de lavage, celle du carbonate de plomb de la lessive d'hyposulfite et celle du sulfure d'argent de la même lessive, offrent la même disposition. Ce sont des cuves en bois d'environ 3^m de diamètre et de 2^m,70 de profondeur. Pendant la précipitation, on y agite le liquide au moyen de palettes en bois. On peut aussi employer des agitateurs mécaniques. Après chaque précipitation, on décante le liquide surnageant le précipité des sulfures métalliques. La décantation est effectuée à l'aide d'un tube coudé mobile établi dans la cuve, dont une branche peut être abaissée au fur et à mesure que le liquide s'écoule, tandis que la branche reposant sur le fond de la cuve traverse la paroi latérale de celle-ci et sort à l'extérieur ; le tube est en fer et enduit d'asphalte. On peut aussi, à la place de ce tube, employer un tuyau en caoutchouc, dont une extrémité peut être élevée et abaissée, tandis que l'autre traverse la paroi de la cuve au niveau du fond de celle-ci. Pour retirer de la cuve le précipité des sulfures métalliques, on le pousse avec de l'eau dans un tube en fer enduit d'asphalte qui, traversant la paroi latérale de la cuve près de son fond, vient s'ouvrir à l'extérieur.

La disposition d'une cuve à précipitation avec tube en fer pour la décantation du liquide est mise en évidence par les figures 518 et 519. *ab* est le tube coudé à l'aide duquel le liquide est décanté. La branche *b* qui repose sur le fond de la cuve traverse la paroi latérale de celle-ci par la boîte à étoupes *x* et est munie extérieurement d'un ajutage *c*. A l'aide du levier *d*, on peut faire tourner de 90° le tube coudé et amener ainsi la branche *a* de la position verticale à la position horizontale. Le liquide peut, par suite, pénétrer dans l'extrémité ouverte de *a* à des niveaux différents et s'écouler par *b*. Le levier peut être maintenu dans les différentes positions correspondant à l'écoulement du liquide à l'aide du quadrant *f*. (L'ouverture pour l'évacuation du précipité n'est pas visible dans les figures.)

Lorsque le plomb doit être séparé par le carbonate de sodium avant la précipitation de l'argent, il est nécessaire d'être pourvu d'une seconde cuve semblable à celle qui vient d'être décrite.

On ajoute le sulfure de sodium à la lessive en agitant celle-ci continuellement et jusqu'à ce que le sulfure ne produise plus qu'un très-léger précipité dans un échantillon du liquide.

On laisse alors le précipité se déposer, on décante le liquide clair comme il a été dit plus haut et on remplit à nouveau la cuve avec de la lessive fraîche. Le précipité est éliminé de temps en temps (tous les 5, 6 ou 8 jours).

On prépare le sulfure de sodium avec de la soude caustique et du soufre. On dissout la soude dans une chaudière en fonte dans une quantité d'eau égale à

son poids et, en chauffant le liquide à 80°, on y introduit par portions du soufre pulvérisé. Comme par l'addition de ce dernier le volume du liquide devient deux ou trois fois plus grand, la chaudière ne doit pas au début être remplie plus qu'au quart. Le soufre se dissout en quelques minutes dans la soude caustique. Pour 100 parties de soude, on ajoute 64 parties de soufre.

Le sulfure de sodium formé est retiré de la chaudière à l'état liquide et versé dans des moules où il se solidifie. On le dissout immédiatement ou on le conserve pour l'usage ultérieur.

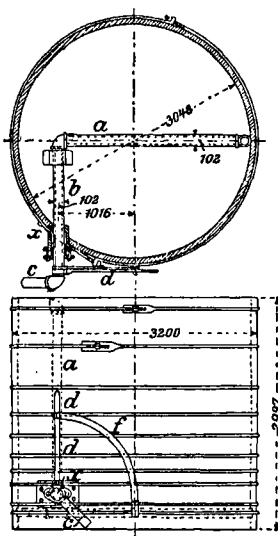


Fig. 518 et 519. — Cuve pour la précipitation de l'argent par le sulfure de sodium (procédé Patera).

La quantité du sulfure de sodium employé pour les précipitations dépend de la quantité de l'argent et des métaux non précieux contenus dans la lessive. D'après les résultats obtenus dans différentes usines de l'Amérique, la consommation de sulfure de sodium étant rapportée à l'argent, on emploie pour 1 partie d'argent extrait 1 à 1,25 p. de soufre et la quantité correspondante de soude caustique (100 parties de soude pour 66 de soufre).

La lessive régénérée lors de la précipitation sert de nouveau pour dissoudre l'argent des minerais. Mais, comme elle est étendue par l'eau employée pour le lavage, on y ajoute toujours une certaine quantité d'hyposulfite de sodium, afin de la ramener à la concentration convenable et pour remplacer les pertes qui ont pu se produire.

La consommation totale en hyposulfite de sodium dans le procédé Patera n'est pas considérable. En général, elle oscille entre 1 et 2 kilogr. par tonne de minerai.

Traitement du précipité de sulfure d'argent.

Le précipité des sulfures métalliques est poussé avec de l'eau dans un monte-jus, à l'aide duquel il est envoyé dans un filtre-pressé, où il est débarrassé de l'eau adhérente.

Il est ensuite *desséché*. La température à laquelle il est chauffé dans ce but ne doit pas être poussée jusqu'à l'inflammation des sulfures. C'est pour cela que *Stetefeldt* a proposé des chambres, qui sont chauffées au moyen de tubes dans lesquels circule de la vapeur d'eau.

Les sulfures *desséchés* sont grillés dans un four à réverbère ou à moufles et ensuite imbibés dans le *bain de plomb* chauffé au rouge d'un *four de coupellation*, ou bien ils sont imbibés *directement* dans le *bain de plomb* également chauffé au rouge d'un *four de coupellation* ou d'un *four à réverbère* ou d'une *chaudière en fonte* (Kapnik).

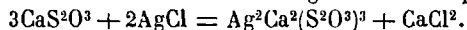
On obtient du *plomb riche*, qui est coupellé seul, ou, si on se sert d'un *four allemand de coupellation*, de l'*argent d'éclair*, qui est raffiné. On a aussi autrefois fondu les sulfures grillés dans des *creusets de graphite* avec du *fer* et du *borax*. On obtenait en même temps une *matte*, qui retenait de grandes quantités d'argent.

De la *teneur en argent des minerais*, on extrait, par le procédé *Patera*, suivant la nature de ceux-ci, 70 à 90 p. 100.

On augmente le rendement en argent en combinant le procédé *Patera* avec le procédé *Russel*, qui sera décrit plus loin. L'auteur a vu employer cette combinaison au *Marsac Mill*, près *Park City (Utah)*. (Voyez pour sa description le procédé *Russel*.) La combinaison du procédé *Patera* avec le procédé *Augustin*, à *Kapnik*, en Hongrie, a déjà été mentionnée précédemment (p. 669).

Procédé Kiss.

Ce procédé consiste à dissoudre avec une *lessive d'hyposulfite de calcium* l'argent des minerais soumis à un grillage chlorurant et à précipiter ensuite l'argent de la lessive par le *sulfure de calcium*, en régénérant en même temps l'*hyposulfite de calcium*. Il est pratiqué de la même manière et dans les mêmes appareils que le procédé *Patera*. La dissolution du chlorure d'argent a lieu d'après l'équation :

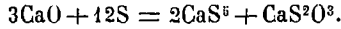


Il n'est pas convenable de précipiter le plomb par le carbonate de sodium de la solution d'hyposulfite de calcium, parce que la chaux est aussi précipitée par le carbonate sodique. Une lixiviation complémentaire avec l'hyposulfite de sodium et de cuivre (d'après la méthode *Russel*) des minerais lessivés par l'hyposulfite de calcium, n'est pas non plus praticable.

Le *pouvoir dissolvant de l'hyposulfite de calcium* pour le *chlorure d'argent* est un peu plus faible que celui de l'hyposulfite de sodium, car, d'après les recherches de *Russel*, avec une teneur en hyposulfite de la solution égale à 1,5 p. 100, le pouvoir dissolvant de l'*hyposulfite de calcium* = 91,5, celui de l'hyposulfite de sodium étant = 100. Le pouvoir dissolvant de l'*hyposulfite de calcium* pour l'*or* est le même que celui de l'*hyposulfite de sodium*.

L'hyposulfite de calcium se décompose à l'air plus rapidement que l'hyposulfite de sodium, en absorbant de l'oxygène et se transformant en sulfate de calcium.

On le prépare en faisant passer un courant d'*acide sulfureux* dans du *sulfure de calcium*. Pour obtenir le sulfure de calcium (polysulfure de calcium), on dissout du soufre en poudre dans de l'eau de chaux. A cet effet, on introduit de la chaux caustique dans de l'eau bouillante et on ajoute pour 1,5 part. de chaux 1 part. de soufre en canons pulvérisé. Après une ébullition de 3 ou 4 heures, l'opération est terminée. La réaction a lieu d'après l'équation :



Du reste, tout ce qui a été dit à propos du procédé Patera, relativement à la concentration des lessives, à la précipitation de l'argent, au traitement du précipité de sulfure d'argent, etc., est également applicable au procédé en question.

Le procédé Patera doit en général être préféré au procédé Kiss, surtout lorsqu'il doit être effectué une lixiviation complémentaire par l'hyposulfite de sodium et de cuivre.

Le procédé Kiss est en usage dans quelques usines des environs de *Nagybanya*, en Hongrie, aux *Etats-Unis de l'Amérique du Nord* et au *Mexique*.

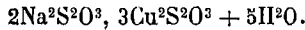
Procédé Russel.

Ce procédé consiste à *dissoudre*, au moyen d'une *lessive d'hyposulfite de sodium et de cuivre*, l'argent de son *sulfure*, de ses *combinaisons sulfo-arséniées* et *sulfo-antimoniées*, de ses *arséniates* et *antimoniates*, ainsi que l'argent et l'or *métalliques*, puis à *précipiter l'argent* de la solution par le *sulfure de sodium* et à traiter le *précipité de sulfure d'argent et de sulfure de cuivre* pour *argent et sulfate de cuivre*. L'hyposulfite de calcium ne peut pas être employé pour la lixiviation, parce que lors de la précipitation de la lessive d'hyposulfite par le carbonate de sodium, comme cela est nécessaire dans ce procédé, de la chaux serait en même temps précipitée.

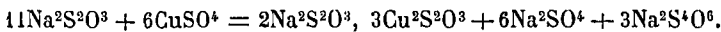
Il n'a pu encore jusqu'à présent être appliqué définitivement au traitement des minerais bruts, mais dans quelques usines de l'Amérique, il est employé avec succès comme *procédé auxiliaire du procédé Patera*, la lixiviation par l'hyposulfite de sodium étant suivie d'une *lixiviation complémentaire* avec l'*hyposulfite de sodium et de cuivre*. Par cette dernière lixiviation, on dissout l'argent non chloruré, qui existe à l'état de métal, de sulfure, d'arsénio-sulfure et d'antimonio-sulfure (ainsi que les arséniates et antimoniates d'argent), et l'or. Le *chlorure d'argent n'est pas dissous par l'hyposulfite de sodium et de cuivre*.

Il existe *plusieurs hyposulfites de sodium et de cuivre*. On les prépare en *mélangeant des solutions d'hyposulfite de sodium avec une solution de sulfate de cuivre*. Des solutions pas trop étendues des deux sels, les hyposulfites de sodium et de cuivre se séparent sous forme de précipités jaunes.

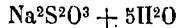
Le sel préparé par *Lenz* a pour formule :



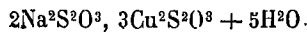
Il se forme d'après l'équation :



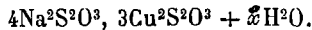
Il est peu soluble dans l'eau — 1 partie du sel exige 352 parties d'eau — mais il se dissout facilement dans les solutions d'hyposulfite de sodium. Pour 1 partie de



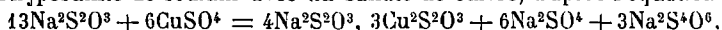
dissoute dans l'eau, il se dissout, suivant la concentration de la lessive, 2,23 à 2,46 part. du sel en question, ce qui correspond à peu près à 2 équivalents d'hyposulfite de sodium pour 1 équiv. de



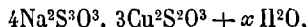
C'est pour cela que *Russel* admet qu'il se forme dans la dissolution un sel double de la formule :



Ce sel double, facilement soluble, se produit aussi lorsqu'on mélange une solution d'hyposulfite de sodium avec du sulfate de cuivre, d'après l'équation :

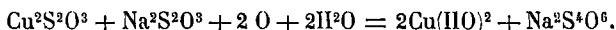


Ce sel double :



est l'*hyposulfite de sodium et de cuivre* employé par *Russel* et, dissous dans l'eau, il porte le nom de *solution extra*, par opposition avec la *solution d'hyposulfite de sodium*, qui est appelée *solution ordinaire*. On le prépare en dissolvant 1/4 de partie d'hyposulfite de sodium et 1 partie de sulfate de cuivre.

Au contact de l'air, le sel se décompose peu à peu ; il se forme du tétrathionate de sodium et il se sépare de l'hydroxyde de cuivre, d'après l'équation :



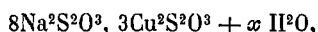
Une addition d'acide sulfurique ralentit la séparation du cuivre, l'hydroxyde se redissolvant jusqu'à ce que l'acide sulfurique soit neutralisé.

Chauffé au-dessus de 83°, le sel se décompose avec séparation de sulfure de cuivre et dégagement d'acide sulfureux. S'il contient de l'acide sulfurique libre, la décomposition se produit à une température encore plus basse.

De la solution du sel, la soude et la chaux caustiques précipitent de l'hydrate de protoxyde de cuivre, qui est redissous par l'addition d'une quantité suffisante de solution d'hyposulfite de sodium. Au contact de l'air, l'hydrate de protoxyde de cuivre se transforme en hydrate de bioxyde, qui est insoluble dans la solution d'hyposulfite de sodium.

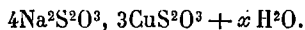
À la température ordinaire, le carbonate de sodium n'altère pas la solution, mais aux températures supérieures à 30°, il précipite le cuivre à l'état de carbonate. Le précipité se redissout, si l'on ajoute de la solution de l'hyposulfite de sodium. D'après *Gmelin*, ce précipité serait de l'hydrate de protoxyde de cuivre.

L'hyposulfite de sodium et de cuivre de la composition :



ne se comporte pas de la même manière que le sel dont il vient d'être question.

Cet hyposulfite se forme lorsqu'on dissout dans l'eau 1 partie de sulfate de cuivre ($\text{CuSO}^4 + 5\text{H}^2\text{O}$) et 4,5 parties d'hyposulfite de sodium ($\text{Na}^2\text{S}^2\text{O}^3 + 5\text{H}^2\text{O}$). Il est incolore et en solutions neutres il se décompose beaucoup plus lentement que le sel



Les solutions contenant des acides libres se décomposent au contraire assez rapidement. La soude caustique ne produit un précipité que lorsqu'on chauffe la solution au-dessus de 50°, tandis que, en général, celle-ci n'est pas précipitée par le carbonate de sodium.

Voici maintenant les indications fournies par *Russel* relativement au pouvoir dissolvant du sel



pour les différents corps dont nous avons à nous occuper.

L'argent métallique est dissous très-rapidement. Le pouvoir dissolvant pour ce métal est à la température ordinaire 9 fois aussi grand que celui de l'hyposulfite de sodium, et à 50° 3 fois 1/2. Ce grand pouvoir dissolvant de l'hyposulfite de sodium et de cuivre est dû à la propriété que possèdent les sels de cuivre d'absorber très-rapidement l'oxygène de l'air et de le transporter sur d'autres corps (ici sur l'argent).

L'or métallique est dissous par le sel dans la même proportion que par l'hyposulfite de sodium.

Le sulfure d'argent (Ag_2S) est rapidement décomposé par le sel, l'argent étant dissous et du sulfure de cuivre séparé. Par une solution sursaturée du sel de Lenz dans l'hyposulfite de sodium, il fut dissous par gramme du sel solide 0gr,113 à 0gr,137 d'argent du sulfure. Par une solution du sel dans l'eau il ne fut dissous que 0gr,022 d'argent par gramme de sel solide.

Le sulfure d'or est rapidement décomposé avec formation du sulfure de cuivre et dissolution de l'or. — L'arséniate et l'antimoniote d'argent sont décomposés de la même manière que par l'hyposulfite de sodium. L'argent est aussi dissous dans la même proportion que par ce dernier sel.

La préparation préliminaire des minerais, le grillage, l'élimination des chlorures solubles des minerais grillés par lavage à l'eau, la lixiviation avec l'hyposulfite de sodium et la précipitation du plomb de la lessive par le carbonate de sodium sont effectués comme il a été expliqué à propos du procédé Patera.

Dans le procédé Russel, la lessive d'hyposulfite de sodium et de cuivre n'est pas régénérée, parce que le cuivre qu'elle renferme est, lors de la précipitation de l'argent, précipité avec ce dernier. Elle doit donc être préparée à nouveau pour chaque lixiviation, et cela au moment de s'en servir, parce qu'elle se décompose au contact de l'air et que par suite on ne peut pas en préparer à l'avance de grandes quantités. Elle peut être préparée dans des vases particuliers établis au-dessus des cuves à lixiviation ou dans la cuve elle-même sur le minerai chargé, en mélangeant dans des proportions convenables du sulfate de cuivre et de la lessive d'hyposulfite de sodium.

La composition de la lessive diffère suivant que l'on traite des minerais sans chaux ou des minerais qui après le grillage contiennent de la chaux caustique. Dans ce dernier cas, la lessive contient moins de cuivre que dans le premier.

Aux lessives d'hyposulfite de sodium avec une teneur de 1,5 p. 100 de ce sel, on ajoute 0,6 à 1,2 p. 100 de leur poids de sulfate de cuivre, lorsqu'il s'agit de lessiver des minerais exempts de chaux ou des minerais qui, avec de la chaux, renferment de l'acide arsénique, tandis qu'on n'en ajoute que 0,13 à 0,33 p. 100 lorsque les minerais renferment de la chaux libre. La solution est employée froide ou chauffée à 35° tout au plus.

Le mode de lixiviation est différent suivant que les minerais ne contiennent pas de corps à réaction alcaline, qu'ils renferment avec de la chaux de l'acide arsénique ou qu'ils contiennent de la chaux ou des alcalis.

Dans le premier cas, on fait suivre la lixiviation avec l'hyposulfite de sodium de celle avec l'hyposulfite de sodium et de cuivre et on fait passer à plusieurs reprises sur le minerai la même lessive d'hyposulfite de sodium et de cuivre, qu'à l'aide d'un injecteur Körtling on peut monter dans un vase établi au-dessus de la cuve. On la fait circuler jusqu'à ce que l'argent soit dissous. La circulation de la lessive dure 3 à 5 heures. On fait ensuite une nouvelle lixiviation avec de la solution d'hyposulfite de sodium. Pour se rendre compte du degré de la lixiviation, il faut déterminer la teneur en argent des résidus.

Les minerais grillés contenant de l'arsenic et de la chaux sont, après lixiviation préalable avec l'hyposulfite de sodium, traités par la même lessive que les minerais sans chaux, toutefois on ne fait pas circuler la solution, mais on la laisse séjourner sur ces derniers pendant 10 à 12 heures, après quoi on fait encore une lixiviation par l'hyposulfite de sodium.

Avec des minerais contenant de la chaux, la lixiviation par l'hyposulfite de sodium et de cuivre précède celle par l'hyposulfite de sodium, elle suit par conséquent le lavage à l'eau des minerais. La lessive est neutralisée par l'hyposulfite de cuivre et l'influence nuisible de la chaux ou la solubilité de l'argent est ainsi éliminée. Afin d'éviter une dilution de la lessive par l'eau de lavage, on ajoute à celle-ci environ 1 kilogr. de sulfate de cuivre en solution concentrée. On ne fait pas circuler la lessive, mais on la laisse séjourner sur le minerai pendant 10 à 12 heures. On procède ensuite comme à l'ordinaire à la lixiviation par l'hyposulfite de sodium.

De la solution d'hyposulfite de sodium, de même que de celle d'hyposulfite de sodium et de cuivre, le plomb est d'abord précipité à l'état de carbonate par le carbonate sodique. De la lessive décantée, on précipite ensuite, par le sulfure de sodium, le cuivre et l'argent à l'état de sulfures.

D'après Stetefeldt¹ :

100 parties de soude caustique, sous forme de sulfure de sodium, précipitent :

162 parties d'argent à l'état de Ag_2S ,

152,2 » de plomb à l'état de PbS ,

94,5 » de cuivre à l'état de Cu_2S .

100 parties de carbonate de sodium (soude Solvay) précipitent en moyenne :

191,4 parties de plomb sous forme de carbonate,

36,9 » de chaux sous forme de carbonate.

Le précipité, qui se compose principalement de sulfure d'argent et de sulfure de cuivre, est soumis à l'action d'un filtre-pressé, puis desséché et ensuite fondu avec du cuivre pour matte cuivreuse argentifère dans un creuset en fonte. Le cuivre est ajouté en quantité telle que la matte contienne parties égales de cuivre et d'argent. La matte est pulvérisée dans un moulin à boulets et ensuite grillée dans un four à mouffles, afin de transformer le cuivre en bioxyde. La matte ainsi grillée, dans laquelle l'argent se trouve à l'état de métal, est traitée par l'acide sulfurique dilué, qui dissout le cuivre, en le transformant en sulfate, et laisse l'argent. Ce dernier est lavé, moulé en forme de gâteaux, desséché et fondu dans des creusets. La teneur en fin de l'argent ainsi obtenu s'élève à 950 millièmes.

On fait cristalliser le sulfate de cuivre et on s'en sert pour la préparation de l'hyposulfite de sodium et de cuivre.

L'auteur a vu appliquer le procédé au Marsac-Mill, près Park City, dans l'Utah (Etats-Unis de l'Amérique du Nord), usine qu'il a visitée en 1892 et où il rencontra Stetefeldt, un des premiers métallurgistes de l'ancien et du nouveau monde, qui s'est acquis un grand mérite en inaugurant ce procédé.

Les minerais traités dans cette usine, lesquels sont en partie oxydés et qui contiennent l'argent à l'état d'antimoniate, renferment 37 à 55 onces de ce métal par tonne. Ils sont désargentés par le procédé Patera-Russel, jusqu'à réduction de leur teneur en argent à 2,6-4 onces par tonne.

Les minerais sont desséchés dans un cylindre rotatif, puis bocardés et ensuite soumis au grillage chlorurant dans le four Stetefeldt, le meilleur dispositif pour ce grillage et la lixiviation subséquente par les hyposulfites. Après le grillage, ils sont lessivés dans les cuves décrites précédemment, d'abord avec de l'eau (afin de dissoudre le chlorure de plomb et le sulfate de sodium), puis avec la solution

¹ *Transact. of the Americ. Institute of Mining Engineers* (Cleveland Meeting, juin 1891).

d'hyposulfite de sodium et ensuite avec celle d'hyposulfite de sodium et de cuivre.

Les métaux contenus dans l'eau de lavage sont précipités par le sulfure de sodium. De la lessive d'hyposulfite de sodium, ainsi que de celle d'hyposulfite de cuivre et sodium, on précipite d'abord le plomb par le carbonate sodique. Le carbonate de plomb ainsi obtenu est vendu. La solution séparée par décantation du carbonate de plomb est traitée par le sulfure de sodium. On obtient un précipité qui contient 40 à 43 p. 100 d'argent et 23 à 27 p. 100 de cuivre. Ce précipité est passé dans un filtre-pressé et ensuite fondu dans un creuset en fonte avec une quantité de cuivre suffisante pour qu'il en résulte une matte contenant parties égales de cuivre et d'argent. La matte obtenue est pulvérisée dans un moulin à boulets et ensuite grillée dans un four à moufles. Afin de dissoudre le cuivre de la matte grillée, on fait bouillir celle-ci dans un vase en plomb laminé avec de l'acide sulfurique étendu, en injectant dans le liquide un courant de vapeur d'eau. On sépare ensuite l'un de l'autre l'argent et la solution de sulfate de cuivre par filtration sur un filtre d'amiante. L'argent est lavé avec de l'eau, moulé en tourteaux, desséché et fondu dans des creusets. On fait cristalliser le sulfate de cuivre contenu dans la solution et on l'emploie pour la préparation de l'hyposulfite de cuivre et de sodium. L'argent a une teneur en fin de 950 millièmes. Les gaz qui se dégagent du creuset de fusion et du four à moufles sont dirigés, à l'aide d'un injecteur Körtling, dans la solution de sulfate de cuivre, afin de séparer l'argent entraîné et de rendre l'acide sulfureux inoffensif ¹.

Un autre mode de traitement du précipité, qui a été inauguré récemment par la *Davey-Walter Refining Company*, consisterait à le soumettre dans des chaudières en fonte à l'action d'*acide sulfurique concentré bouillant*. Cet acide dissout l'argent et le cuivre, tandis que l'or que peut renfermer le précipité reste dans le résidu. De la solution, qui est séparée du résidu dans des cuves en bois revêtues de plomb, on précipite l'argent (probablement par le cuivre) et le sulfate de cuivre qui reste en solution peut de nouveau servir pour la préparation de l'hyposulfite de sodium et de cuivre. Les résultats fournis par ce procédé sont inconnus de l'auteur.

Extraction de l'argent de minerais de cuivre soumis à un grillage chlorurant.

Lorsque, en vue de l'*extraction du cuivre* par voie humide, on traite des *pyrites cuprifères ayant subi le grillage chlorurant* par des lessives dites finales, c'est-à-dire des lessives de la précipitation du cuivre par le fer, lesquelles contiennent des combinaisons chlorées du cuivre, des alcalis et du fer, la majeure partie de l'argent du minerai passe dans les premières lessives. De celles-ci l'argent peut être précipité à l'état d'*iodure* au moyen de l'*iodure de potassium*, de l'*iodure de sodium* ou de l'*iodure de zinc* ou bien à l'état de sulfure au moyen de l'*hydrogène sulfuré*.

Le premier procédé a été indiqué par *Claudet*. La quantité de l'iodure à employer pour la précipitation est plus grande que celle qui correspond à la quantité d'argent, parce que une partie du plomb contenu dans la dissolution est

¹ Voyez pour la description complète du traitement du précipité d'argent : *Transact. of the Americ. Inst. of Min. Engineers*, 1892, Pittsburgh Meeting. — Sietefeldt, *The Marsac Refinery*, Park City, Utah.

précipitée à l'état d'iodure. Lorsqu'on se sert d'une solution d'iodure de zinc, du protochlorure de cuivre est ainsi transformé en protoiodure. Le précipité, qui se compose principalement d'iodure d'argent, d'iodure de plomb et de sulfate de plomb, est, lorsqu'on emploie l'iodure de zinc pour la précipitation, décomposé par le zinc et l'acide chlorhydrique. On obtient ainsi de l'argent et de l'iodure de zinc. L'argent est contenu dans une masse spongieuse mélangée de petits morceaux de zinc et qui renferme 60 à 65 p. 100 de plomb (provenant de la réduction de l'iodure de plomb), 5 à 6 p. 100 d'argent, ainsi qu'une certaine quantité d'or, si les minerais étaient aurifères. L'iodure de zinc est réemployé pour la précipitation de nouvelles quantités d'argent.

A *Widnes*, près *Liverpool*, on a retiré de cette manière de 1000 kilogr. de pyrites grillées 11 gr. 6 d'argent et 0 gr. 097 d'or.

A *Duisburg*, à *Königshütte* (*Silésie supérieure*), à *Atvidaberg*, en *Suède* (autrefois aussi à *Oker*), on emploie comme précipitant l'iodure de sodium. On fait digérer avec du sulfure de sodium le précipité d'iodure d'argent obtenu. On obtient ainsi du sulfure d'argent et de l'iodure de sodium; ce dernier est employé pour la précipitation de nouvelles quantités d'argent. Le sulfure d'argent est traité par imbibition dans un bain de plomb. A *Atvidaberg*, le précipité de sulfure d'argent contient 10,5 p. 100 d'argent et 0,027 à 0,049 p. 100 d'or. A *Königshütte*, la teneur en argent s'élève à 25-30 p. 100. Le précipité contient une grande quantité de sulfate de calcium.

C'est *Gibb* qui a proposé l'hydrogène sulfuré pour la précipitation de l'argent. Lorsqu'on traite par l'hydrogène sulfuré des lessives comme celles dont nous nous occupons, la majeure partie de l'argent est en effet précipitée avec le cuivre qui se sépare en premier lieu. L'hydrogène sulfuré est préparé avec des résidus de la fabrication de la soude par le procédé *Leblanc* et de l'acide chlorhydrique. Le gaz ainsi obtenu est, au moyen d'une pompe à air, aspiré et refoulé par un tuyau en caoutchouc dans le liquide. Les lessives contenant un grand excès de cuivre ne laissent pas dégager d'hydrogène sulfuré. On arrête la précipitation, lorsqu'il a été séparé à l'état de sulfure 6 p. 100 de la teneur en cuivre de la lessive. Le précipité est soumis à l'action d'un filtre-pressé et ensuite grillé dans un four à réverbère. Par le grillage, le cuivre est transformé partie en sulfate, partie en oxyde et en oxychlorure, tandis que l'argent est converti en chlorure par les combinaisons chlorées restées dans le précipité. La masse grillée est mouluë et traitée dans des cuves d'abord avec de l'eau, puis avec une solution bouillante de chlorure de sodium, qui dissout le chlorure d'argent. On traite la solution obtenue par un lait de chaux, qui précipite les métaux lourds. Lorsque le cuivre a été, par l'acide sulfurique étendu, éliminé du précipité formé, il reste un résidu, qui renferme tout l'argent à l'état de chlorure. Ce résidu contient environ 9 p. 100 d'argent et 30 p. 100 de plomb.

Snelus propose d'insuffler dans la lessive du fer à l'état pulvérulent. La majeure partie de l'argent renfermé dans le liquide serait ainsi précipitée avec une portion du cuivre relativement faible.

Procédé *Ziervogel*.

Ce procédé a été introduit en 1841 par *Ziervogel*, ancien directeur d'usine, à la *Gottesbelohnungshütte*, près *Hettstädt*, pour l'extraction de l'argent des malles cuivreuses du *Mansfeld*.

Il est basé sur la possibilité de transformer en sulfate, au moyen d'un grillage conduit avec précaution, la majeure partie de l'argent des combinaisons de sulfure d'argent, de sulfure de cuivre et de sulfure de fer, dans lesquelles il ne se trouve pas en quantité trop grande, sur la solubilité du sulfate d'argent dans l'eau bouillante et sur la précipitation au moyen du cuivre, de l'argent de la solution du sulfate.

Lorsqu'on grille avec précaution des mattes cuivreuses ne contenant pas de trop grandes quantités d'argent et de sulfure de fer, il se forme d'abord, outre des oxydes du fer et du cuivre, du sulfate de fer, qui, si on élève la température, dégage de l'acide sulfurique à l'état de vapeurs. Ce dernier et l'oxygène de l'air donnent lieu à la formation de sulfate de cuivre, sel qui est fixe à la température de décomposition du sulfate de fer.

A une température encore plus haute, le sulfate de cuivre se décompose aussi en bioxyde de cuivre et acide sulfurique à l'état de vapeurs ou acide sulfureux et oxygène. L'acide sulfurique en vapeurs dégage à cette température transforme en sulfate le sulfure d'argent resté jusque là indécomposé, en se décomposant en acide sulfureux et oxygène, qui exerce sur le sulfure d'argent une action oxydante énergique. Le sulfate d'argent est fixe à la température de décomposition du sulfate de cuivre. Comme produit du grillage, on obtient, si l'opération est bien conduite, un mélange de bioxyde de cuivre, de peroxyde de fer et de sulfate d'argent.

Si la température est poussée trop loin, le sulfate d'argent se décompose aussi en argent, acide sulfureux et oxygène et alors l'argent se soustrait à la lixiviation.

Si la matte contient de l'arsenic et de l'antimoine en quantité notable, il se forme lors du grillage des arséniates et antimoniates d'argent, qui échappent également à la lixiviation par l'eau, ce qui occasionne des pertes d'argent. Les sulfures de plomb et d'antimoine font agglomérer la matte en petits grumeaux, de sorte que les particules de matte renfermées dans ces derniers sont soustraites au grillage.

D'après cela, les combinaisons de sulfure de cuivre, de sulfure de fer et de sulfure d'argent, qui sont exemptes de plomb, d'arsenic et d'antimoine ou qui n'en renferment que de petites quantités, sont seules convenables pour le procédé en question.

Le sulfate d'argent obtenu par le grillage se dissout dans l'eau bouillante. On augmente beaucoup sa solubilité en acidifiant l'eau avec de l'acide sulfurique, aussi est-il convenable d'employer pour sa dissolution de l'eau bouillante acidifiée.

D'après Rammelsberg, une partie de sulfate d'argent se dissout dans :

180	parties	d'eau froide,
88	»	d'eau bouillante,
180	»	d'acide sulfurique froid à 10° B.,
30	»	d'acide sulfurique bouillant à 10° B.,
20	»	» » » à 20° B.,
4	»	d'acide sulfurique froid à 60° B.,
0,25	»	d'acide sulfurique bouillant à 66° B.,
35	»	de solution acide de sulfate de cuivre à 10° B.

Si la masse grillée renferme du protoxyde de cuivre, celui-ci lors de la lixiviation précipite de l'argent de la solution de sulfate d'argent. C'est pour cela que le

grillage doit être conduit de façon que le *protoxyde de cuivre* formé dans sa première partie soit *complètement transformé en bioxyde*.

Par l'addition d'acide sulfurique au liquide lixiviateur, les sels basiques qui se trouvent dans la matte grillée sont en partie dissous. L'acide sulfurique donne aussi lieu à la formation de sulfate ferrique, qui peut transformer l'argent métallique en sulfate d'argent, avec production de sulfate ferreux.

L'argent est précipité par le cuivre de la *solution de son sulfate*. La *solution de sulfate de cuivre* ainsi produite est, après acidification avec de l'acide sulfurique, de nouveau employée pour la dissolution du sulfate d'argent de la matte grillée ; lorsqu'on ne doit plus s'en servir pour cela, on en précipite le cuivre au moyen du fer.

On ne traite par le *procédé Ziervogel* que les *mattes cuivreuses* avec une *teneur en argent pas trop élevée* et *exemptes d'arsenic, d'antimoine et de plomb*. Pour que le *rendement en argent* soit satisfaisant, il est nécessaire de soumettre à un *nouveau grillage sulfatisant* et à une *nouvelle lixiviation* les résidus lessivés, dont la teneur en métal précieux dépasse encore certaines limites. Il y a dans les résidus une *quantité suffisante de sels basiques* pour fournir la quantité d'*acide sulfurique* nécessaire pour la sulfatation de l'argent. Les résidus lessivés et desséchés sont aussi fondus avec des sulfures aurifères pour fonds cuivreux aurifères (*bottoms*) et matte argentifère (*Argo, près Denver au Colorado*) et l'on traite de nouveau cette dernière par le *procédé Ziervogel*.

L'opération étant bien conduite, le *rendement en argent* s'élève à 92 p. 100 (*Mansfeld*).

Les *minerais* ne sont pas traités par le *procédé Ziervogel*, parce qu'ils n'offrent jamais le degré de pureté nécessaire. Les *speiss* ne peuvent pas non plus être convenablement traités par ce procédé, parce que lors de leur grillage il se forme de très grandes quantités d'*arsénates* et d'*antimonates d'argent*, qui ne se laissent transformer que très incomplètement en sulfate d'argent.

On peut convertir en sulfate l'argent du *cuivre noir* en grillant ce dernier à l'état pulvérulent avec du sulfate ferreux ou de la pyrite de fer. Il se forme alors du sulfate de cuivre. Ce dernier, à une haute température, dégage de l'acide sulfurique, qui transforme l'argent en sulfate. Mais ce mode d'extraction de l'argent du *cuivre noir* n'est pas employé, parce qu'il est moins convenable que la lixiviation par l'acide sulfurique et l'électrolyse.

Le *procédé Ziervogel* est en usage à la *Gottesbelohnungshütte, près Hettstadt*, pour le traitement des *mattes cuivreuses argentifères* des usines du *Mansfeld*, à *Argo, près Denver, au Colorado* (Etats-Unis de l'Amérique du Nord) également pour le traitement de *mattes argentifères*, provenant des *Boston and Colorado Smelting works*, et à *Swansea (Haford works)*, en Angleterre.

Comme on l'a déjà dit précédemment (voy. *Métallurgie du cuivre*), les *schistes cuprifères des mines du Mansfeld* sont, après un grillage préalable en vue de l'élimination de leur bitume, fondus dans des fours à cuve pour une *matte brute*, qui est grillée dans des kilns et ensuite *concentrée* dans des fours à réverbère. C'est la *matte concentrée* ainsi obtenue qui est soumise au *procédé Ziervogel*.

La *matte* contient 74 à 76 p. 100 de cuivre et 0,44 à 0,46 p. 100 d'argent, le reste étant formé de soufre et de fer. Elle renferme fréquemment de l'argent séparé à l'état de métal. D'après *Plattner*, le sulfure de fer (FeS) de la matte dissoudrait l'argent en donnant naissance à Fe²S et Ag²S et par le refroidissement l'argent se séparerait en régénérant FeS.

*Hampe*¹ a trouvé que le sous-sulfure d'argent dissout de l'argent métallique, qui se sépare ensuite par le refroidissement.

La *matte concentrée* est d'abord *moulue* dans un *moulin à boulets* de Brückner-Sachsenberg, dont le rendement en 24 heures est 14 à 16 tonnes de poudre de matte, et elle passe ensuite au *grillage*. Ce dernier comprend un *grillage préliminaire* et un *grillage définitif*. Ces deux opérations sont effectuées isolément dans des fours particuliers. Le produit fourni par le premier grillage, étant toujours plus ou moins aggloméré, doit d'abord être moulu dans des moulins à boulets, avant de subir le grillage définitif.

Le *grillage préliminaire* a pour but de décomposer les sulfures de cuivre et de fer, de former du bioxyde de cuivre et des oxydes du fer, de décomposer le sulfate de fer produit et de former du sulfate de cuivre. On cherche à *restreindre la formation de protoxyde de cuivre*, qui lors de la lixiviation précipite de l'argent, en évitant autant que possible le contact de gaz réducteurs avec la masse soumise au grillage. Mais on ne peut pas empêcher la production d'oxydure de cuivre, par suite de l'action d'acide sulfureux sur du bioxyde de cuivre.

Les fours employés pour le grillage préliminaire sont analogues à ceux en usage pour la cuisson du pain (*Bückeröfen*) ; dans ces fours, la température nécessaire pour l'opération est obtenue uniquement par la chaleur résultant de la combustion du soufre. La nouvelle charge trouve toujours les parois du four encore rouges de l'opération précédente. La chaleur rayonnée par ces dernières et le contact de la charge avec la sole également rouge chauffent les matières à la température d'inflammation, c'est-à-dire à la température à laquelle l'oxydation du soufre qu'elles renferment se produit et dégage de nouvelles quantités de chaleur. Afin de favoriser le grillage, il est nécessaire de râbler continuellement les masses contenues dans le four. Le râblage était autrefois effectué par travail manuel, mais actuellement il est produit mécaniquement. Dans ce but, 4 soles, de forme à peu près circulaire, sont superposées. Les deux soles supérieures communiquent entre elles et il en est de même des deux inférieures, de sorte que l'on a deux fours placés l'un au-dessus de l'autre. La matte moulue passe donc toujours sur deux soles superposées. Elle est chargée sur la supérieure et retirée de l'inférieure. Le milieu des 4 soles des deux fours est traversé par un arbre en fer vertical, dont l'extrémité supérieure, qui se trouve en dehors du four, est munie d'une roue dentée et peut être mû par un pignon. Au niveau de chaque sole, l'arbre est pourvu de deux bras en fer, par lesquels sont rablées les masses soumises au grillage.

Chaque sole reçoit une charge de plus d'une tonne. Le grillage dure 4 à 6 heures. Dans un pareil four double, on peut griller en 24 heures jusqu'à 10 tonnes de poudre de mattes.

Le *produit du grillage préliminaire* contient des *oxydes du fer*, du *protoxyde* et du *bioxyde de cuivre*, du *sulfure d'argent* et *différents sulfates*, surtout du *sulfate de cuivre*.

Il est *finement moulu* dans des moulins à boulets et ensuite *soumis au grillage définitif*, qui a pour but la transformation du sulfure d'argent en sulfate et du protoxyde de cuivre en bioxyde.

Le *grillage définitif* est effectué dans des fours à réverbère avec deux soles en terrasse.

¹ *Chemiker-Zeitung*, 1893, no 92.

La sole inférieure se trouve à côté de la chauffe. Afin d'empêcher la réduction du bioxyde de cuivre en oxydure, le four est chauffé par le gaz (d'après le système Zahn).

En rablant et retournant fréquemment les masses (à la main), on élève la température jusqu'à la décomposition du sulfate de cuivre et la transformation du sulfure d'argent en sulfate. Comme on l'a déjà dit, le sulfate d'argent se forme surtout par réaction sur le sulfure d'argent de l'acide sulfurique en vapeurs résultant de la décomposition du sulfate de cuivre. Si un échantillon de la masse soumise au grillage, traité dans une soucoupe avec un peu d'eau, donne un dépôt de paillettes d'argent brillantes, il y a encore de l'oxydure de cuivre, qui a précipité de l'argent du sulfate. Le grillage définitif est terminé, lorsque la solution que l'on obtient en traitant un échantillon de la masse avec de l'eau n'est plus que très faiblement colorée en bleu et qu'une addition de chlorure de sodium y produit un abondant précipité caséux de chlorure d'argent. Dans ce cas, la masse est immédiatement retirée du four. Le grillage dure 6 à 9 heures. La charge s'élève à 0,40 t. par sole.

Le produit grillé est d'abord séparé par tamisage des grains les plus gros et (après refroidissement à 60-70°) il est ensuite soumis à la lixiviation.

La lixiviation est effectuée dans des cuves en bois à double fond, hautes de 0^m,628 et larges de 0^m,680. Sur le fond mobile perforé est placée une claie en osier, recouverte d'un filtre en toile. On charge dans cette cuve 500 kilogr. de matte grillée, que l'on traite d'abord avec 60 à 90 litres d'eau à 70-80°, après quoi on lessive avec la solution cuprifère bouillante obtenue lors de la précipitation de l'argent de la lessive par le cuivre et rendue acide par l'addition d'une petite quantité d'acide sulfurique ; on continue la lixiviation jusqu'à ce que le liquide traité par le chlorure de sodium ne donne plus la réaction de l'argent. L'opération dure 1 heure 1/2 à 2 heures pour une charge. Le résidu qui contient encore 0,024 à 0,004 p. 100 d'argent, est desséché et ensuite soumis à un grillage complémentaire, en vue de la sulfatation de l'argent qui est resté. Ce grillage est effectué dans les fours employés pour le grillage définitif et ne dure pas plus que ce dernier. Aucune addition n'est nécessaire pour produire la sulfatation, parce que les sulfates basiques restés dans la matte lessivée dégagent pendant le grillage assez d'acide sulfurique pour transformer l'argent ou le sulfure d'argent en sulfate.

Les résidus grillés sont soumis à une seconde lixiviation et, avec une teneur en argent de 0,050 à 0,0180 p. 100, ils sont ensuite traités pour cuivre. Dans ce but, ils sont mélangés avec 10 p. 100 de houille, desséchés et fondus pour cuivre raffiné dans des fours anglais de raffinage à réverbère. Le cuivre raffiné contient environ 0,0220 à 0,0250 p. 100 d'argent.

La lessive argentifère sortant des vases à lixiviation est d'abord débarrassée des matières en suspension par un repos dans des caisses de clarification ou au moyen d'un filtre-pressé, et elle est ensuite dirigée dans les cuves à précipitation, où l'on a placé du cuivre afin de précipiter l'argent. Ces cuves sont en bois ; elles ont 0^m,80 de diamètre et sont munies d'un filtre, sur lequel on dépose 7,5 à 10 kilogr. de grenailles de cuivre et 50 kilogr. de cuivre en barres. Elles sont placées sur une terrasse, au-dessous des cuves de lixiviation. Au-dessous de la première série de cuves à précipitation, on en établit une deuxième, dont on se sert lorsqu'on retire de la première l'argent précipité. Celui-ci est enlevé toutes les 24 heures à l'aide de pelles en bois. L'argent resté sur les barres de cuivre est enlevé par des ouvriers, qui sont munis de gants de peau.

La pureté de l'argent ainsi obtenu, dit *argent de ciment*, est encore altérée par des sulfates, du cuivre métallique et du sulfate de calcium. Ce dernier provient de la chaux contenue dans l'eau et de la cendre des fours de grillage.

Il est broyé dans des cuves en bois à l'aide de pilons également en bois, puis lavé dans une cuve munie d'un filtre, d'abord avec de l'eau bouillante et ensuite avec de la *lessive acide de sulfate d'argent*, qui dissout le cuivre, pendant qu'une quantité équivalente d'argent en est précipitée. Après l'élimination du cuivre, l'argent est traité dans une autre cuve avec de l'eau bouillante, afin de dissoudre le sulfate de calcium.

L'argent de ciment ainsi purifié est comprimé à l'aide d'une presse hydraulique. Les gâteaux ainsi obtenus sont desséchés dans des fours à mouffles munis de nombreux compartiments isolés et ensuite fondus dans des creusets en graphite. L'argent résultant de la fusion est de l'*argent fin*.

Le liquide désargenté obtenu lors de la précipitation est acidifié avec de l'acide sulfurique et employé de nouveau pour la dissolution du sulfate d'argent de la matte grillée. De temps en temps (ordinairement une fois par an), on en précipite le cuivre par le fer.

La quantité d'argent extraite de la matte s'élève à 92 p. 100.

La figure 520 montre la disposition des vases à lixiviation et à précipitation : *a* est le vase à lixiviation ; *c* et *e* sont les vases à précipitation. Du vase *a*, la lessive argentifère peut s'écouler dans une caisse à clarification *b*, qui est divisée en 2 compartiments au moyen d'une cloison montant presque jusqu'à son couvercle. Dans le compartiment où arrive d'abord la lessive, celle-ci laisse déposer ses impuretés, tandis que le liquide clair passe par-dessus la cloison dans le second compartiment et de ce dernier se rend dans la cuve à précipitation *c*. De celle-ci, la lessive coule dans la rigole *d*, d'où elle peut (si elle est désargentée) être dirigée dans un bassin collecteur ou dans la cuve à précipitation *e*, où s'achève sa désargementation.

La lessive s'écoulant de *e* se rend par la rigole *f* dans le bassin collecteur. Dans ce dernier, qui est en plomb, le liquide est acidifié par l'acide sulfurique et ensuite monté au-dessus des vases à lixiviation, pour y être de nouveau employé à la dissolution du sulfate d'argent ¹.

Aux usines dites *Boston and Colorado Smelting works*, près Argo (Etat de Colorado), que l'auteur a visitées au printemps de l'année 1892, des minerais grillés renfermant de l'or, de l'argent et du cuivre sont fondus pour une matte cuivreuse tenant 40 p. 100 de cuivre, 400 onces d'argent et 6 onces d'or par tonne. Cette matte, préalablement grillée, est fondue pour matte concentrée tenant 60 p. 100 de cuivre, 700 à 800 onces d'argent et 10 onces d'or à la tonne. La dernière matte, appelée *white metal* (matte blanche), est d'abord soumise à un grillage préliminaire et ensuite grillée pour sulfate d'argent. La matte grillée est dépouillée de son argent par lixiviation avec de l'eau. De la solution, on retire l'argent par précipitation au moyen du cuivre. De la dissolution de cuivre ainsi obtenue, on précipite ce dernier par le fer. Le résidu lessivé, qui renferme encore tout l'or, est fondu pour matte cuivreuse dans des fours à réverbère anglais avec des pyrites aurifères. La matte est soumise à un rôtissage (*roasting*) pour fonds cuivreux (*bottoms*) et une matte cuivreuse argentifère, qui est égale-

¹ Voy. relativement aux réactions chimiques qui se passent lors du grillage le travail classique de Steinbeck ; *Preuss. Minist.-Zeitschrift*, t. XI, p. 95.

ment traitée d'après la *méthode de Ziervogel*. Lors du grillage, on ajoute 2 p. 100 de sulfate de sodium, afin de favoriser la formation du sulfate d'argent. La *matte grillée* d'après la méthode de Ziervogel est lessivée et ensuite vendue à des usines, qui fabriquent du sulfate de cuivre et traitent pour or et argent les résidus du traitement par l'acide sulfurique de la matte lessivée.

Voici maintenant quelques détails relatifs au traitement du *white metal*. Ce

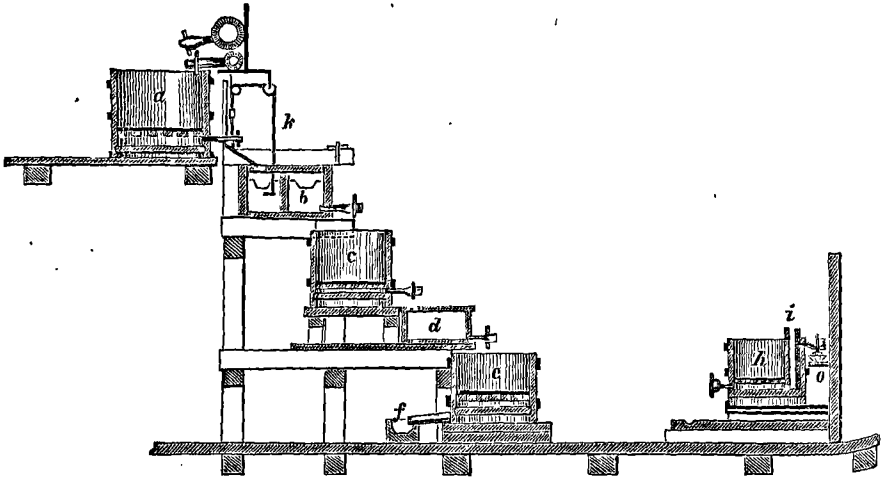


Fig. 520. — Cuves pour la lixiviation des mattes grillées et la précipitation de l'argent des lessives (procédé Ziervogel).

dernier est d'abord grossièrement pulvérisé, le menu traverse un tamis avec 6 mailles sur une longueur de 1 pouce ($\approx 0^m,0254$) et ensuite dépouillé de la majeure partie de son soufre par un grillage de 24 heures dans des fours à réverbère. La masse grillée est pulvérisée dans des moulins chiliens, de façon à pouvoir traverser un tamis avec 60 mailles par pouce courant ($\approx 0^m,0254$). Elle passe ensuite au *grillage pour sulfate d'argent*. La durée du grillage est de 5 heures. Pendant la première heure $1/2$, la température est tenue très-basse. Par suite de l'oxydation des sulfures métalliques, la masse est alors portée au rouge sombre. Dans la deuxième période, qui est également de 1 heure $1/2$ et durant laquelle la température s'élève légèrement, la masse augmente de volume, par suite de la formation de sulfate de cuivre. Dans la troisième période, qui dure 1 heure, on élève la température, afin de décomposer le sulfate de cuivre et de provoquer la formation de sulfate d'argent par la réaction de l'acide sulfurique devenu libre (par la décomposition du sulfate de cuivre) sur le sulfure d'argent resté jusque-là inaltéré. Dans la quatrième période, qui dure également 1 heure, la température est abaissée au même degré que dans la troisième. Durant cette période, les masses sont soumises à un râblage énergique, afin de transformer en bioxyde l'oxydure de cuivre qui peut encore être présent.

L'arsenic, l'antimoine et le bismuth forment avec l'argent des combinaisons insolubles dans l'eau, qui lors de la lixiviation de la matte grillée restent dans celle-ci. Le *bismuth* serait le plus nuisible de ces trois métaux, parce que son

sulfate se mélange ou se combine avec le sulfate d'argent et n'est pas dissous par l'eau. En grande moyenne, il reste, après la lixiviation, 40 onces d'argent dans une tonne de matte grillée (c'est-à-dire 0,1244 p. 100). La majeure partie de cet argent est extraite lors du traitement ultérieur des résidus.

La *lixiviation* de la matte grillée est faite dans des *cuves en bois* avec de l'eau bouillante (sans addition d'acide sulfurique). La lessive s'écoule d'abord dans des vases à précipitation remplis de cuivre, où l'argent est précipité, et elle arrive ensuite sur des déchets de fer, par lesquels le cuivre est à son tour précipité.

La pureté de l'argent précipité est altérée par du *cuivre métallique* et de l'*oxydure de cuivre*. Pour éliminer ces corps, on fait bouillir l'argent pendant longtemps avec de l'eau additionnée d'acide sulfurique et dans laquelle on insuffle de l'air au moyen d'un injecteur à vapeur. En présence de l'air et de l'eau, le cuivre est transformé en sulfate par l'acide sulfurique et dissous par l'eau. L'argent est lavé, desséché, fondu et coulé en lingots. Sa teneur en fin s'élève à 999 millièmes.

La *masse grillée et lessivée* contient encore tout l'or de la matte, avec 0,1240 p. 100 d'argent et 55 p. 100 de cuivre à l'état de bioxyde. Elle renferme en outre du *peroxyde de fer*, du *sulfate de plomb* et du *sulfate de bismuth*. On la fond avec de la pyrite aurifère et des minerais d'or quartzeux, et l'on obtient une matte tenant 10 à 15 onces d'or (0,0314 à 0,0467 p. 100) et 20 onces d'argent (0,0622 p. 100) par tonne.

La *matte* est, comme on l'a déjà dit, fondue dans des fours à réverbère pour un alliage (*bottoms, fonds cuivreux*), qui contient l'or et les impuretés de la matte, et pour une autre *matte argentifère pauvre en or*, désignée sous le nom de *pimple metal (matte vésiculeuse)* ou de *finished metal (metal fin)*. L'opération consiste en un *rôtissage* comme celui qui est pratiqué en Angleterre pour préparation du *cuivre best selected*. On pousse l'oxydation des sulfures métalliques assez loin pour que dans la réaction subséquente il se forme pour 15 parties de matte 1 partie de *fonds cuivreux*.

Ces derniers renferment par tonne 100 à 200 onces (3 à 6 kilogr.) d'or et 300 onces (0,933 p. 100) d'argent. Les fonds cuivreux absorbent d'autant plus d'or qu'ils contiennent une plus grande quantité d'éléments étrangers. Leur composition varie suivant la nature et la quantité des impuretés contenues dans la matte. Voici, par exemple, les résultats donnés par une analyse :

Cuivre.	60,04 p. 100	Zinc.	0,15 p. 100
Plomb.	33,61 »	Or	0,54 »
Arsenic	0,44 »	Argent	1,35 »
Bismuth	0,40 »	Soufre	1,68 »
Fer.	0,08 »		

La *matte (finished metal)* contient en marche normale 90 onces (0,280 p. 100) d'argent et pas plus de 0,2 onces (0,0006 p. 100) d'or par tonne, avec 77 p. 100 de cuivre.

Elle est désargentée de la même manière que le *white metal (matte blanche)* d'après le procédé Ziervogel. Le résidu de la lixiviation se compose essentiellement de bioxyde de cuivre et ne retient pas plus de 10 onces d'argent (0,0314 p. 100) par tonne. Comme on l'a déjà dit, il est vendu et traité pour sulfate de cuivre.

Le procédé employé pour l'extraction de l'or des *fonds cuivreux* est actuellement tenu secret.

Autrefois, on en ressuait d'abord le plomb dans des fours à réverbère ; on les soumettait ensuite à une fusion oxydante et après l'enlèvement de la scorie on les transformait en grenailles. Celles-ci (elles renfermaient 3 à 4 p. 100 d'or et 2 p. 100 d'argent) étaient grillées, afin d'oxyder le cuivre et ensuite traitées dans des vases en plomb avec de l'acide sulfurique étendu. Le cuivre était ainsi dissous, tandis que l'or et l'argent restaient sous forme de schlamm. Ce schlamm, qui contenait 40 à 50 p. 100 d'or et 20 à 30 p. 100 d'argent, était fondu dans des creusets de graphite, et l'or et l'argent de l'alliage obtenu étaient ensuite séparés l'un de l'autre.

Avant leur transport à Argo, près Denver, les *Boston and Colorado Smelting works* étaient à *Black Hawk, Colorado (Gilpin and Co)*.

Le procédé *Ziervogel* y était alors combiné avec le procédé *Augustin* de la manière suivante. Une matte cuivreuse (*pimple metal*), contenant 80 p. 100 de cuivre, 20 p. 100 de soufre et 110 onces d'argent et 1/2 once d'or par tonne, était d'abord grillée d'après le procédé *Ziervogel* et lessivée avec de l'eau ; elle était ensuite grillée de nouveau avec du chlorure de sodium et traitée par une solution du même sel. (*Egleston* a donné de ce procédé une description complète dans son ouvrage sur la Métallurgie de l'argent, de l'or et du mercure aux États-Unis¹).

III. — Extraction de l'argent par voie électrométallurgique.

L'argent peut être extrait de ses alliages à l'aide de l'électricité, mais *seulement par voie humide*. L'électrolyse des alliages cuivre-argent a été exposée dans le chapitre de la Métallurgie du cuivre ; celle des alliages or-argent sera décrite à propos de l'extraction de l'or. Il ne nous reste plus par conséquent à nous occuper que de l'extraction électrolytique de l'argent des *alliages plomb-argent et zinc-argent*.

*Hampe*² a fait des expériences sur la décomposition du *plomb argentifère* (plomb d'œuvre) par l'électrolyse. L'anode était formée de plomb d'œuvre, la cathode de plomb laminé. Une solution d'acétate de plomb, contenant par litre 77 gr. 92 de plomb et environ 4 p. 100 d'acide acétique cristallisable, servait d'électrolyte. Deux éléments à ballon de *Meidinger-Pincus* placés l'un derrière l'autre fournissaient le courant électrique. En 456 secondes, 680 gr. de plomb furent précipités. L'intensité du courant s'élevait de 0,75 ampère. La surface totale des anodes était égale 0,039 mètr. car., et la densité du courant à 19 ampères par mètre carré. On retira 11 grammes de schlamm d'anode.

Les analyses suivantes donnent la composition du plomb d'œuvre, du plomb précipité et du schlamm des anodes.

¹ *Metallurgy of Silver, Gold and Mercury in the United States*, 1887.

² *Zeitschr. für das Berg-Hütten- und Salinenwesen, im Preussischen Staate*, 1882, p. 81.

	Plomb d'œuvre	Plomb précipité	Schlamin des anodes
Plomb.	98,79767	99,99297	23,970
Bismuth.	0,00376	0,00305	11,200
Cuivre.	0,37108	0,00060	14,440
Antimoine.	0,55641	0,00099	29,700
Argent.	0,25400	—	18,435
Fer.	0,00575	0,00041	traces
Nickel.	0,00730	—	0,090
Zinc.	0,00271	0,00198	1,800
Soufre.	0,00132	—	—

Le mode d'application en grand du procédé a été indiqué par *Keith* et il a été en usage à *Rome, dans l'Etat de New-York*. Le plomb d'œuvre était fondu dans un four à réverbère et coulé en plaques longues de 0^m,61, larges de 0^m,152, épaisses de 0^m,0032 et du poids de 4 kilogr. Ces plaques étaient enveloppées dans des sacs de mousseline et formaient les anodes du courant produit par une machine dynamo-électrique. Un liquide préparé en dissolvant du sulfate de plomb dans de l'acétate de sodium servait d'électrolyte. Les vases dans lesquels avait lieu la décomposition étaient des cuves cylindriques de 1^m,83 de diamètre et 1^m de profondeur. Les cathodes étaient formées de cylindres en laiton laminé placés concentriquement dans ces cuves, et dont les diamètres allaient en décroissant de la périphérie au centre (de 1^m,828 à 0^m,61). La distance entre chaque cylindre était de 5^{cm}.

Les plaques de plomb d'œuvre étaient suspendues au nombre de 276 en anneaux concentriques au support des anodes. Ce dernier se composait d'un moyeu en cuivre avec 6 rayons, auxquels étaient fixées, à des distances déterminées, au moyen de plaques et de crochets en laiton, les plaques de plomb en question. Le support des anodes était, à l'aide d'une grue mobile, amené au-dessus des cylindres en laiton servant de cathodes, et ensuite abaissé de façon que chaque plaque de plomb se trouvât suspendue entre deux cathodes.

Le liquide servant d'électrolyte était amené au fond de la cuve par une conduite tubulaire en bois et il s'écoulait par son bord supérieur d'abord dans un bassin collecteur ensuite dans un monte-jus, où il était chauffé à 38°, au moyen de vapeur circulant dans un serpentín en cuivre, et envoyé de nouveau dans les différentes cuves. Le liquide était de cette façon animé d'un mouvement de circulation continu, ce qui était indispensable pour la réussite de l'opération.

Le courant électrique pénétrait par un tube jusque dans le milieu de la première cuve, se rendait de là vers sa paroi latérale, le long de laquelle il descendait pour pénétrer dans la cuve suivante, qu'il traversait de la même manière, et de laquelle il passait successivement à travers toutes les cuves, dont le nombre s'élevait à 30. La force électro-motrice du courant était de 2,5 à 3 volts, son intensité de 1000 ampères. La densité du courant, avec une surface d'anode par bain de 51,316 m. c. s'élevait à 20 ampères par mètre carré. Dans une heure, 4 kilogr. de plomb étaient précipités aux cathodes de chaque cuve, de sorte que le traitement d'une tonne de plomb d'œuvre exigeait 10 × 24 heures = 10 jours. Le plomb se précipitait aux cathodes à l'état *dendritique* et se rapprochait peu à

peu des anodes. Afin d'empêcher que ces dendrites n'établissent une communication métallique entre les anodes et les cathodes, le support des anodes était disposé de façon à pouvoir être tourné. Dans cette rotation les cristaux de plomb étaient détachés par des râcles et se rassemblaient au fond de la cuve. L'or et l'argent restaient dans les sacs de mousseline. Le dépôt contenu dans ces derniers était fondu avec du salpêtre dans des creusets, au fond desquels les métaux nobles se réunissaient sous forme de régule.

Ce mode de séparation du plomb et de l'argent est bien inférieur à la séparation par voie sèche à l'aide du zinc et c'est pour cela qu'il n'est plus employé. Il faut songer que la séparation électrolytique marche lentement, qu'une refonte préalable du plomb d'œuvre et une fusion du plomb précipité électrolytiquement sont nécessaires, que le traitement du résidu contenant les métaux nobles est difficile, que des pertes en lessive sont inévitables et que la lessive étendue par le lavage du plomb doit être évaporée à la concentration convenable.

L'*électrolyse des alliages zinc-argent*, que l'on obtient dans la désargentation du plomb d'œuvre à l'aide de zinc contenant de l'aluminium, a été appliquée en 1894 à *Hoboken les Anvers*, à la suite d'expériences ayant montré qu'elle était possible. On obtient du zinc, qui est de nouveau employé à la désargentation et un schlamme d'anodes, qui est traité pour argent. (Voy. p. 521.)

D'après ce que l'on sait jusqu'à présent, l'*électrolyse* ne semble avoir *aucun avantage* sur les autres procédés de *séparation du zinc et de l'argent*.

MÉTALLURGIE DE L'OR.

Propriétés physiques de l'or.

L'or possède une couleur jaune caractéristique (jaune d'or). Celle-ci est d'autant plus claire qu'il contient plus d'argent. Lorsqu'il est à un état de très-grande division et réduit en lamelles minces, cette couleur passe au rouge, au bleu et au vert. Ainsi, l'or finement divisé dans le verre rubis et le pourpre de Cassius parait rouge foncé, tandis que des lamelles d'or minces paraissent vertes à la lumière transmise.

L'or cristallise dans le système régulier. Sa cassure est crochue. Il est plus mou que l'argent, mais il possède à peu près la même ténacité que ce métal. Il est le plus malléable et le plus ductile de tous les métaux; on peut le réduire en feuilles de $1/12000$ de millimètre d'épaisseur et on peut étirer un poids de $0,05$ d'or en un fil de 162 mètres de longueur. Mais lorsque l'or contient de petites quantités d'autres métaux, de plomb surtout, sa ductilité et sa malléabilité sont beaucoup diminuées.

Le poids spécifique de l'or est, d'après *Rose*, à la température de $17^{\circ},4$, égal à $19,30-19,33$ lorsqu'il a été fondu, à $19,33-19,34$ lorsqu'il a été comprimé et à $19,55-20,72$ lorsqu'il a été précipité par le sulfate ferreux.

L'or fond entre 1037° (*Becquerel*) et 1240° (*Riemsdyck*); suivant *Violle* (1879), le point de fusion de l'or est à 1035° .

À une haute température, l'or se volatilise sous la forme d'une vapeur rougeâtre. D'après *Elsner*, de l'or pur appliqué sur de la pâte de porcelaine se volatilisa complètement au feu du four à porcelaine (2500 à 3000°). La volatilité de l'or est accrue par la présence de métaux étrangers. Ainsi, suivant *Napier*, en chauffant à sa température de fusion de l'or avec 12 p. 100 de cuivre, la perte en métal précieux s'éleva à $0,234$ p. 100; avec de l'or contenant 10 p. 100 de cuivre, elle fut de $0,21$ p. 100 à une température plus élevée et de $0,8$ p. 100 à une température encore plus haute.

L'or a la propriété, à l'état compact lorsqu'il est chauffé au rouge et à l'état spongieux à la température ordinaire, d'absorber des gaz. Ainsi, d'après *Graham*, des cornets d'or chauffés au rouge ont absorbé $0,48$ vol. p. 100 d'hydrogène, $0,29$ vol. p. 100 d'oxyde de carbone, $0,16$ vol. p. 100 d'acide carbonique, $0,19$ à $0,24$ vol. p. 100 des gaz de l'air (de l'azote surtout). De l'or à l'état spongieux, qui avait été précipité par l'acide oxalique, laissa dégager, lorsqu'on le chauffa jusqu'au rouge, $0,704$ vol. p. 100 de gaz, qui se composaient d'acide carbonique, d'oxyde de carbone et d'un peu d'oxygène.

La conductibilité calorifique de l'or est entre 60 et 103 , celle de l'argent étant

100. (D'après *Despretz* 103, d'après *Calvert et Johnson* 98, d'après *Wiedemann et Franz* 60.)

La chaleur spécifique de l'or est entre 0,0298 (*Dulong et Petit*) et 0,03244 (*Regnault*).

La conductibilité électrique est, d'après *Matthiessen*, égale à 73 à 21°,8, celle de l'argent étant 100 à 0°.

Les propriétés physiques de l'or sont modifiées par la présence de corps étrangers. Ainsi, le plomb, le bismuth, le cadmium, l'antimoine, l'arsenic et l'étain, même en très-petites quantités, rendent l'or cassant ; 1/2000 de plomb, de bismuth et d'étain, suffit pour le rendre fragile. L'antimoine dans la proportion minimale de 0,00032 p. 100 lui enlève, suivant *Hatchett*, sa malléabilité. Le tellure rend aussi l'or cassant, et il en est de même du zinc. Si l'or contient en même temps de l'argent et du cuivre, la présence de 5 à 7 p. 100 de zinc ne nuit pas à sa malléabilité. Le platine ne diminue la ductilité de l'or que lorsqu'il s'y trouve mélangé en grande quantité (plus de 1/2). A cause de leur haute température de fusion, l'osmium et l'iridium ne s'allient pas à l'or, mais restent dans la masse fondue. sous forme de grains, qui par suite de leur grande dureté rendent le travail de l'or difficile.

Propriétés chimiques de l'or et de ses combinaisons¹.

L'or ne s'oxyde ni à la température ordinaire, ni au rouge. Ses degrés d'oxydation, qui sont au nombre de deux (le protoxyde d'or ou oxyde aureux, Au^2O , et le sesquioxycde d'or ou oxyde aurique, Au^3O^3), sont encore peu connus.

Il ne se dissout ni dans l'acide sulfurique, ni dans l'acide azotique, ni dans l'acide chlorhydrique. Mais il est soluble dans les liquides qui contiennent du chlore et du brome, dans les solutions des hyposulfites de sodium, de calcium, et de sodium et de cuivre, dans les solutions des cyanures (surtout du cyanure de potassium) et à 100° en petites quantités dans les sels de peroxyde de fer et de bioxyde cuivre, en présence de carbonates alcalins et d'acide carbonique en excès.

Le gaz chlore sec n'attaque pas l'or fondu, mais l'or en feuilles à 300° et l'or pulvérulent à la température ordinaire.

L'or se dissout au contraire facilement dans les liquides qui contiennent du chlore (eau de chlore) ou produisent du chlore, comme, par exemple, l'eau régale, les mélanges d'acide chlorhydrique avec de l'acide chromique, de l'acide antimonique, des peroxydes, des azotates, les mélanges d'acide azotique avec du sel ammoniac ou du chlorure de sodium.

Il se forme dans ces différents cas du perchlorure d'or, $AuCl^3$. Ce sel qui, après évaporation, forme une masse rouge foncé ou brun rouge, se décompose lorsqu'on le chauffe jusqu'à 180° en protochlorure d'or, $AuCl$, et en chlore. Au-dessous de 200°, le protochlorure d'or se dédouble en chlore et or.

Le brome agit sur l'or de la même manière que le chlore, son action est seulement plus lente. Les solutions aqueuses d'iode n'attaquent pas l'or, mais les solutions éthérées de ce métalloïde réagissent sur l'or en présence de la lumière solaire. La réaction est beaucoup plus intense si on élève la température et si on augmente la pression.

Les hyposulfites de calcium, de sodium, de potassium et de magnésium dissol-

¹ Il ne sera question ici que des propriétés importantes à connaître pour l'extraction de l'or.

vent l'or métallique en formant des sels doubles. L'hyposulfite de sodium, par exemple, donne naissance au sel double $3\text{Na}^2\text{S}^2\text{O}^3 + \text{Au}^2\text{S}^2\text{O}^3 + 4\text{H}^2\text{O}$. D'après *Russel*, 1000 c. c. de solution d'hyposulfite de sodium à des degrés de concentration les plus différents dissoudraient 0gr,002 d'or. Le pouvoir dissolvant des solutions des hyposulfites de calcium et de magnésium est analogue. Seul, l'hyposulfite de potassium offre un pouvoir dissolvant plus faible. Le pouvoir dissolvant pour l'or des solutions d'hyposulfite de sodium et de cuivre est le même que celui des solutions d'hyposulfite de sodium (*Russel*).

L'or est dissous par les *cyanures de potassium et de sodium* avec formation de sels doubles ; le cyanure de potassium, par exemple, donne naissance à du cyanure de potassium et d'or (KAuCy^2).

Dans ses dissolutions, l'or n'est que très-faiblement combiné, et c'est pour cela qu'il en est précipité par toute une série de corps, comme le *phosphore*, l'*acide sulfureux*, le *bioxyde d'azote*, l'*acide azoteux* et leurs sels, l'*acide arsénieux*, le *protochlorure d'antimoine*, le *mercure*, l'*argent*, le *palladium*, le *platine*, les *métaux non précieux*, le *charbon*, les *sels de protoxyde de fer*, le *protochlorure d'étain* et un grand nombre de matières organiques, l'*acide oxalique*, par exemple. Les *sulfures* (pyrite, sulfure de cuivre, blende, cinabre, antimoine sulfuré, sulfure de sodium) précipitent l'or à l'état métallique des solutions de son perchlorure. Des solutions de cyanure de potassium et d'or et de cyanure de sodium et d'or, l'or est précipité à l'état métallique par les *métaux alcalins* et le *zinc*, ainsi que par le *courant électrique*.

Dans l'extraction de l'or, on emploie pour précipiter ce métal de ses solutions des sels de protoxyde de fer (sulfate de protoxyde et protochlorure de fer), du charbon de bois, de l'hydrogène sulfuré et des sulfures, ainsi que le zinc et l'électricité pour sa précipitation des solutions étendues de cyanure d'or.

L'or ne forme pas de combinaison avec le *soufre libre*. Mais dans ses solutions l'*hydrogène sulfuré* donne un précipité noir brun formé de sulfure d'or, de soufre et d'or. *A froid*, ce précipité se compose surtout de *sulfure d'or*, mais lorsqu'on *chauffe*, il se *décompose* et tout l'or se sépare à l'état métallique. Le sulfure d'or se dissout dans les *sulfures alcalins*, en donnant naissance à un *sulfosel*. Si l'on fond de l'or avec des carbonates alcalins et du soufre, on obtient également un sulfosel soluble.

L'or forme des *alliages* avec la plupart des métaux.

Il s'allie facilement avec le *mercure* dans les proportions les plus différentes et forme l'*amalgame d'or*, qui est soluble dans le mercure. Non seulement le mercure absorbe l'or avec une très-grande facilité, mais encore il peut séparer mécaniquement l'or des substances qui sont plus légères que le mercure. Si, par exemple, on dépose sur un bain de mercure du sable aurifère, les particules d'or s'enfoncent dans le mercure, tandis que le sable reste à sa surface. Le mercure aurifère peut être décomposé par chauffage au rouge en or et en mercure, ce dernier se volatilisant (à 360°) et le premier restant à l'état métallique. Le mercure volatilisé peut être récupéré par condensation de la vapeur.

Comme le mercure est liquide à la température ordinaire et qu'il ne se combine pas avec la plupart des éléments des minerais d'or, comme en outre il peut être séparé de l'or à une température relativement basse, il constitue l'agent le plus fréquemment employé pour rassembler l'or de ses minerais.

L'or peut s'allier avec l'*argent* en toutes proportions. L'or qui se rencontre dans la nature est ordinairement allié avec des quantités d'argent plus ou moins grandes.

C'est pour cela que lorsque de l'argent se trouve dans des minerais ou des produits métallurgiques, ce métal absorbe, lors du traitement de ceux-ci par fusion, l'or contenu dans ces corps. On obtient, par suite, très-fréquemment, dans l'extraction de l'or de l'or argentifère ou de l'argent aurifère. L'alliage or-argent ainsi obtenu est soumis à un traitement particulier en vue de la séparation de l'or, traitement qui sera décrit ultérieurement avec tous les détails nécessaires. Comme il a été dit page 427, l'or et l'argent peuvent être séparés par transformation de l'argent en azotate, en sulfate, en chlorure et en sulfure, ainsi qu'à l'aide de l'électrolyse.

Le *plomb* se mélange par fusion avec l'or très-facilement et en toutes proportions. Le plomb absorbe aussi à la température de fusion avec une grande facilité l'or de ses combinaisons. Comme il est possible de transformer le plomb à haute température en un oxyde facilement fusible, l'or et le plomb peuvent être séparés de la même manière que l'argent et le plomb (par coupellation).

Comme le plomb est le plus souvent argentifère, on obtient ordinairement, lors de l'extraction de l'or à l'aide du plomb, l'or allié à l'argent. Comparé au mercure, le plomb a l'inconvénient de ne pas pouvoir être, comme le premier, employé pour l'extraction de l'or à la température ordinaire ; il doit, pour agir sur l'or, être d'abord liquéfié et maintenu à l'état liquide par l'apport de grandes quantités de chaleur. Malgré cela, il constitue un agent important pour rassembler l'or et l'argent lors de la fonte de minerais et de produits métallurgiques contenant de l'or et de l'argent. On l'emploie plus rarement à l'état métallique que sous forme de minerais et de produits métallurgiques, desquels il est réduit pendant la fusion.

Le *cuivre* s'allie facilement avec l'or. De ses alliages avec le cuivre, l'or peut être extrait par le plomb. En outre, le cuivre et l'or peuvent être séparés par dissolution du cuivre dans des acides, ainsi que par électrolyse. On emploie le cuivre pour rassembler l'or des minerais de cuivre et des produits métallurgiques cuprifères contenant de l'or et de l'argent, plus rarement pour rassembler l'or de minerais exempts de cuivre. Le cuivre est employé pour cela sous la forme de minerais et de mattes cuivreuses.

Le *zinc* se combine aussi facilement avec l'or. De l'alliage zinc-or, le zinc peut être éliminé par distillation, par dissolution, par oxydation et par électrolyse. Il n'est pas employé pour la séparation directe de l'or de minerais, mais on obtient lors de la désargentation du plomb d'œuvre aurifère par le zinc un alliage contenant de l'or, de l'argent, du plomb et du zinc. Ici, l'or passe avec le cuivre dans l'alliage qui se sépare en premier lieu, alliage qui est traité pour argent aurifère.

Minerais d'or.

L'or se trouve dans la nature à l'état natif et combiné au tellure.

Le véritable-minerai d'or est l'or natif.

Or natif.

Il est ordinairement allié à l'argent, dont la teneur peut s'élever jusqu'à 39 p. 100. Il contient en outre souvent de petites quantités des métaux de la mine de platine, de fer, de cuivre, de plomb, de bismuth et de mercure.

L'or natif se trouve soit sur place dans ses gisements primitifs, soit dans des

dépôts de galets et de sables, qui se sont produits par la destruction de ces gisements. L'or qui se rencontre dans le gisement primitif est désigné sous le nom d'*or de montagne*, tandis que celui des dépôts de galets et de sable, c'est-à-dire des alluvions, est appelé *or de lavage* ou *or d'alluvion*.

L'*or de montagne* se trouve ordinairement disséminé dans du quartz, en compagnie d'hématite brune (dans les parties supérieures des gisements) et de pyrites (dans les parties plus profondes), surtout de pyrite de fer, puis de pyrite arsénicale, de blende et de galène. Il se rencontre aussi en très-petites quantités dans un grand nombre de gisements de minerais contenant des pyrites ou des blendes (Rammelsberg, Lautenthal, Freiberg, Reichenstein).

L'*or d'alluvion* ou de *lavage* se rencontre sous forme de poudre, de grains, de paillettes et de gros morceaux (pépites) dans les *alluvions aurifères*; celles-ci sont des dépôts de sable, de galets, de brèches, qui se trouvent immédiatement à la surface du sol (*shallow placers* — placers superficiels) ou à une profondeur plus ou moins grande au-dessous de cette dernière (*deep placers* — placers profonds) et qui proviennent de la destruction de gisements aurifères. Il se rencontre aussi, comme produit de la désagrégation par l'eau de roches aurifères, dans le sable d'un grand nombre de fleuves et autres cours d'eau. Parmi les matières étrangères avec lesquelles l'or de lavage se trouve mélangé, il faut surtout mentionner le quartz, l'argile, le mica, la chlorite, la serpentine, le fer titané, le fer magnétique, le fer chromé, le grenat, le spinelle, la zirconite et le platine. D'importantes alluvions aurifères existent, par exemple, en *Californie sur le versant ouest de la Sierra Nevada*, où elles ont une puissance allant jusqu'à 200^m et remplissent le lit des fleuves du pliocène.

Dans les alluvions de la Californie, on a trouvé, d'après *Egleston*, des pépites d'or du poids de 70 kilogr.; en Australie (Ballarat, dans la colonie de Victoria), on en a rencontré qui pesaient 92 kilogr.; des pépites trouvées aux Indes Occidentales atteignaient le poids de 1350 kilogr.

Les pays qui renferment les gisements d'or natif les plus importants sont : l'*Australie*, surtout les colonies de Victoria (Ballarat, Bendigo) et de Queensland (Mount-Morgan, qui a été pendant longtemps la mine d'or la plus riche du monde, Gympie-Goldfield), l'*Australie Occidentale* (notamment les mines de Coolgardie), la Nouvelle-Galles du Sud et la Nouvelle-Zélande (dans ces pays, l'or se trouve soit dans des gisements primitifs, soit dans des gisements secondaires); l'*Amérique du Nord*, surtout les Etats-Unis, puis la Colombie anglaise, Terre-Neuve, la Nouvelle-Ecosse. Aux Etats-Unis, il faut surtout mentionner : la Californie, principalement les versants de la Sierra-Nevada (gisements primaires et secondaires), le Nevada (districts de Washoe et de Carson-River), l'Orégon, l'Idaho, les Etats de Montana, d'Utah, de Wyoming, de Colorado, d'Arizona. On trouve de l'or, dans l'*Amérique du Sud*, au Pérou et au Brésil; en *Afrique*, principalement dans le Transvaal et dans l'Afrique sud-ouest; en *Asie*, aux Indes Orientales, dans le Turkestan, dans la Sibérie Orientale et la Sibérie Occidentale. Dans la Sibérie Occidentale, l'or se rencontre, soit dans des gisements primaires, soit dans des gisements secondaires, près de Beresowsk, de Miask, de Troitzk, de Goroblagodat, de Tagilsk, de Biserksk, de Kischtimsk, ainsi que dans les districts de Baschkiren, de Teptjaren, de Kosacken; dans la Sibérie Orientale, dans les districts des fleuves Jenisei, Amour, Olekma, Witim et Kara.

L'or ne se trouve en *Europe* qu'en quantité relativement petite. Le pays aurifère le plus riche est la *Transylvanie* (Abrudbanya, Vöröspatak, Butzum, Vulkoy,

Ruda, Brad). Il se rencontre en outre en Carinthie (Heiligenblut), dans le pays de Salzbourg (Rauris et Gastein), en Finlande et en Norwège. En Allemagne, l'or ne se trouve qu'en quantités extrêmement faibles dans le sable de quelques fleuves (Rhin, Oder), ainsi que dans quelques gisements de minerais contenant de la pyrite.

Combinaisons de l'or avec le tellure.

Ces combinaisons ne se trouvent que rarement en grandes quantités. Ce sont l'*orgraphique* ou *sylvanite* (tellure natif auro-argentifère : $[Au, Ag]Te^2$), la *nagyagite* (tellure plombo-aurifère, *Blatter-Tellur* : $[Pb, Au]^2[STeSb]^3$) et le *tellure gris* (tellure auro-plombifère, *Weiss-Tellur* : $[AuAgPb][TeSb]^3$).

Ces minerais se rencontrent à Nagyag et à Offenbanya, dans la Transylvanie, dans l'Altaï et dans le district de Boulder, au Colorado (États-Unis de l'Amérique du Nord).

Produits métallurgiques aurifères.

Les principaux produits métallurgiques aurifères que l'on traite en vue de l'extraction de l'or sont des mattes, des cuivres noirs, des crasses, des scories et des alliages or-argent. On extrait moins fréquemment l'or des cendres de pyrite.

EXTRACTION DE L'OR.

L'or peut être extrait de ses minerais aussi bien *directement par lavage* qu'à l'aide d'*opérations métallurgiques*. Par ces dernières, il est combiné au *plomb*, au *mercure*, à l'*argent* ou au *cuivre*, ou bien il est amené à l'état de *solutions aqueuses*. L'extraction peut être effectuée par *voie sèche*, par *voie humide* et par *électrolyse*.

Nous avons donc à distinguer :

1. L'extraction de l'or par lavage seul.
2. L'extraction de l'or par voie sèche.
3. L'extraction de l'or par voie humide.
4. L'extraction de l'or par voie électro-métallurgique.

L'*extraction de l'or par lavage seul* a lieu par préparation mécanique des sables, des galets et des minerais aurifères.

L'*extraction de l'or par voie sèche* est effectuée par conversion de ce métal en un alliage or-plomb ou or-argent-plomb et coupellation de cet alliage.

L'*extraction de l'or par les voies sèche et humide réunies* se fait :

- a. Par conversion de l'or en un alliage or-mercure.
- b. En amenant l'or sous la forme de dissolutions aqueuses.
- c. Par conversion de l'or en alliage or-argent et or-cuivre et dissolution de l'argent ou du cuivre de ces alliages.

L'*extraction de l'or par voie électro-métallurgique* a lieu par transformation du métal en alliage or-argent et or-cuivre et séparation de l'argent ou du cuivre d'avec l'or par électrolyse.

La *séparation de l'or et de l'argent* est connue sous le nom d'*affinage* et il n'en sera question qu'à la suite de la description des autres procédés d'extraction de l'or.

Le choix de la méthode à employer pour l'extraction de l'or dépend essentiellement de l'état dans lequel le métal se trouve dans le minerai et de la nature des matières étrangères qui l'accompagnent.

L'*extraction de l'or par préparation mécanique seule* n'est possible qu'avec des minerais contenant de l'*or natif*. Abstraction faite de la séparation par klavage ou lavage des grains volumineux et des morceaux d'or qui se rencontrent dans les alluvions, ce procédé n'est plus employé qu'exceptionnellement dans les pays incultes, à cause des grandes pertes en métal précieux qu'il entraîne. Mais la *préparation mécanique* des minerais d'or est fréquemment combinée avec l'*amalgamation* de ces derniers.

L'*extraction de l'or par voie sèche* a lieu par fusion des minerais ou des produits métallurgiques aurifères avec du plomb, des minerais de plomb ou des produits plombifères.

Ce procédé doit toujours être employé lorsqu'on n'a pas affaire à des minerais d'or purs, mais à des minerais de plomb aurifères et argentifères. Il peut aussi être employé avec avantage pour des minerais de cuivre aurifères et argentifères.

On s'en servira pour des minerais d'or purs, lorsqu'on pourra se procurer à bas prix des minerais de plomb et des combustibles, ou lorsque les autres méthodes d'extraction sont exclues par l'état dans lequel l'or se trouve dans les minerais.

L'or doit toujours être *extrait par transformation en un alliage de mercure, par amalgamation*, dès que le métal précieux contenu dans le minerai peut être entièrement absorbé par le mercure. C'est la méthode la plus simple et la moins coûteuse, mais souvent elle ne donne pas de bons résultats avec des minerais qui renferment l'or à l'état de très-grande division ou enveloppé dans de la pyrite.

On *extrait l'or en l'amenant sous la forme de solutions aqueuses* (sous forme de chlorure d'or ou de cyanure de potassium et d'or), lorsqu'il ne peut pas être complètement extrait par le mercure, comme cela arrive souvent avec des minerais contenant de la pyrite. Ce mode d'extraction est applicable dans les nombreux cas où l'amalgamation ne donne pas de bons résultats, ainsi que dans ceux où les procédés par fusion sont trop dispendieux.

L'*extraction de l'or par transformation en alliages or-argent et or-cuivre et dissolution de l'argent et du cuivre de ces alliages* est la combinaison de procédés par fusion, aussi bien que de procédés par voie humide avec l'affinage. On obtient le cuivre aurifère lors de la fonte de minerais de cuivre aurifères ou de minerais d'or avec des minerais de cuivre ou des mattes cuivreuses. On obtient de l'argent aurifère lors de l'emplombage des minerais d'argent aurifères, ainsi que dans la plupart des procédés d'extraction de l'or. L'argent et le cuivre sont dissous par des acides, tandis que l'or reste indissous. Des détails circonstanciés seront donnés sur ce point lors de la description de l'affinage.

L'*extraction de l'or par voie électro-métallurgique* n'a été appliquée jusqu'à présent avec avantage qu'aux alliages de l'or, surtout aux alliages or-cuivre et or-argent, et elle constitue également un mode d'affinage.

1. — Extraction de l'or par préparation mécanique.

L'extraction de l'or par préparation mécanique seule n'est plus qu'exceptionnellement appliquée dans les pays cultivés, à cause des pertes de métal précieux qu'elle entraîne, pertes qui s'élèvent jusqu'à 50 p. 100. La combinaison de la

préparation mécanique avec l'amalgamation est, au contraire, la méthode la plus fréquemment usitée.

En *Californie*, les chercheurs d'or se servent du *pan* pour l'essai de la roche aurifère et la première extraction de l'or. Le *pan* (fig. 521 et 522) est une écuelle en tôle, qui sert en même temps d'ustensile de cuisine. Au *Mexique* et dans l'*Amérique du Sud*, on emploie dans le même but une écuelle en bois ayant la forme d'un cône plat (0^m,40 de diamètre et de 0,05 de hauteur) et désignée sous le nom de *batée* (fig. 523 et 524).

On employait autrefois en *Californie* pour l'extraction de l'or le *berceau* (*cradle, rocker*) et le *long-tom*. Le *berceau* est une boîte munie d'un double fond perforé

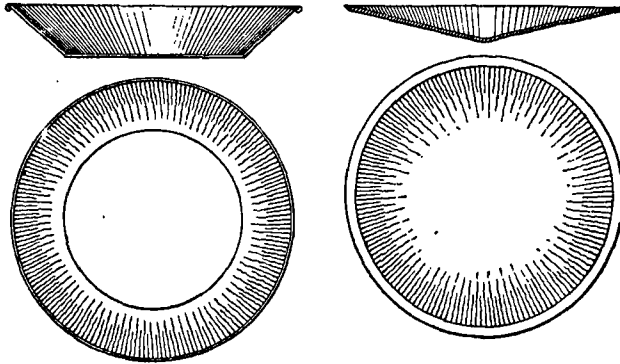


Fig. 521 et 522. — Pan des chercheurs d'or californiens.

Fig. 523 et 524. — Batée.

ou tamis, à laquelle on peut, à l'aide d'une poignée, imprimer un mouvement d'oscillation. Le sable aurifère est versé avec de l'eau dans la boîte. Les parties grossières exemptes d'or entraînées par le courant d'eau roulent sur le double fond et sortent de l'appareil, tandis que les particules fines aurifères passent à travers le tamis et tombent sur le fond de la boîte, qui est incliné et partagé en une série de compartiments au moyen de cloisons transversales en bois. Les parties les plus légères sont entraînées par le courant, qui les déverse au-dehors, tandis que l'or reste sur le fond.

Les figures 525 et 526 représentent la disposition d'un berceau. *s* est le faux-fond perforé ou tamis, *t* le fond séparé en une série de compartiments par les cloisons *v*. *y*, *y* sont les deux pieds du berceau ; ils reposent sur le plancher *z*. Il est la poignée à l'aide de laquelle on imprime à l'appareil un mouvement d'oscillation. Les parties grossières sont éliminées par la rigole *G*, les particules fines légères par la rigole *K*. Lorsque l'or est en poudre fine, la perte est très-grande. Un homme peut dans un jour laver dans cet appareil 1,5 yards cubes (= 1^m,147) de sable aurifère. En *Californie*, le berceau n'est plus maintenant employé que par les Chinois, qui soumettent à un second lavage les masses déjà lavées.

Actuellement, le *long-tom* n'est aussi employé que par les Chinois. Il se compose de deux auges superposées. Le fond de l'inférieur est partagé en compartiments à l'aide de planchettes placées transversalement. L'auge supérieure est longue de 4^m,20 et a une inclinaison de 1 pouce (0^m,0254) par pied (0^m,3048) ;

elle est large dans sa partie la plus haute de 0^m,50 et dans sa partie la plus basse de 0^m,76. Son extrémité inférieure est fermée par un tamis, qui retient les parties grossières. L'auge inférieure est longue de 3^m,60, large de 0^m,91 et a la même inclinaison que la supérieure. Les masses chargées à l'extrémité supérieure de l'auge supérieure sont entraînées sur les deux auges par un fort courant d'eau. L'or est recueilli entre les planchettes transversales de l'auge inférieure. Deux hommes rendent avec le long-tom cinq fois plus qu'avec le berceau.

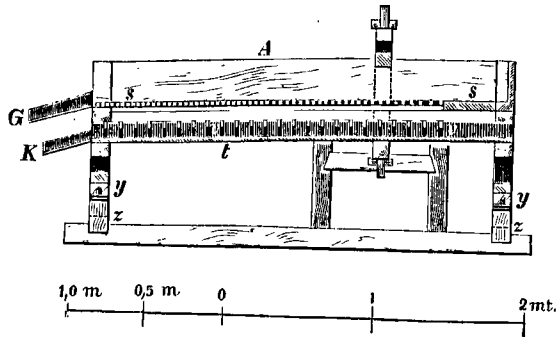


Fig. 525. — Berceau californien (rocker) ; coupe longitudinale.

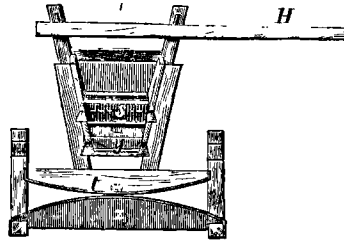


Fig. 526. — Berceau californien ; coupe transversale.

On emploie maintenant aux *Etats-Unis de l'Amérique du Nord* les dispositifs désignés sous le nom de *sluices* ; ce sont des auges en bois de 0^m,40 à 0^m,55 de largeur, de 0^m,22 au moins de profondeur et longues de 3^m,60. Ces auges sont reliées les unes aux autres de façon à former des rigoles ou canaux dont la longueur peut aller jusqu'à plusieurs kilomètres et elles reçoivent une inclinaison de 0^m,20 à 0^m,50 par 3^m,60. Elles sont divisées en compartiments par des tasseaux placés sur leur fond et posés tantôt longitudinalement, tantôt transversalement. Ces tasseaux, qui sont en bois et fixés solidement à l'aide de coins, sont destinés à désagréger l'argile. De distance en distance, on établit des dispositifs, désignés sous le nom de *undercurrents* (courants inférieurs), pour la séparation des parties grossières. Dans ce but, on remplace le fond d'une auge par une grille et on laisse libre son extrémité. Sous la grille on dispose une rigole perpendiculairement au canal principal et on la fait déboucher dans une auge parallèle à la direction de l'auge primitive et qui forme la continuation du canal principal. Les particules fines tombent à travers la grille dans la rigole transversale et elles

sont entraînées dans l'auge continuant le canal, tandis que les parties grossières roulent sur la grille et s'échappent par l'extrémité ouverte du canal.

L'or est recueilli dans les compartiments formés par les tasseaux transversaux. Ordinairement, on verse du mercure dans ces compartiments, et alors on combine l'amalgamation avec le lavage. Le minerai à laver est chargé à la tête du canal et il y est entraîné à l'aide d'un courant d'eau.

Le sluice est considéré comme le meilleur dispositif pour le lavage de masses aurifères.

En Russie, on emploie des appareils de préparation mécanique, qui sont actionnés par des machines. (Trommels et tables de lavage.)

L'or extrait par préparation mécanique contient encore fréquemment du fer magnétique, du fer titané et du fer chromé, ainsi que d'autres minéraux spécifiquement lourds. On le débarrasse de ces corps par fusion avec du carbonate de potassium, du borax et du salpêtre. Le fer magnétique est quelquefois séparé avant la fusion à l'aide d'un aimant. La fusion est ordinairement effectuée dans des creusets de graphite. L'or impur est aussi traité par imbibition dans le bain de plomb d'un four de coupellation.

2. — Extraction de l'or par voie sèche.

Pour extraire l'or par voie sèche, on le fait passer dans du plomb et on couple l'alliage obtenu. Comme le plomb est toujours argentifère, la coupellation ne donne pas un or pur, mais un alliage or-argent, qui doit être soumis à l'affinage.

La combinaison de l'or avec le plomb, l'emplombage, a lieu de la même manière que l'emplombage de l'argent. Elle peut être effectuée aussi bien par imbibition des minerais dans un bain de plomb que par fusion de ces derniers avec des produits plombifères ou par leur fusion préalable pour mattes et fonte, subséquente de celle-ci avec des produits plombifères.

L'imbibition de minerais d'or purs dans un bain de plomb n'est pratiquée qu'exceptionnellement, mais on traite de cette façon dans le bain d'un four de coupellation les minerais qui contiennent de grandes quantités d'or et d'argent. L'opération est effectuée comme il a été dit à propos de l'imbibition des minerais d'argent.

La fusion des minerais pour plomb d'œuvre avec des produits plombifères est pratiquée de la même manière que le traitement des minerais d'argent par ce procédé. Les minerais pauvres en or et en argent sont d'abord fondus pour une matte et celle-ci est emplombée comme il a été indiqué pour l'argent.

Si les minerais d'or sont cuprifères, une partie de l'or se rassemble dans le cuivre ou dans la matte cuivreuse et le cuivre noir.

Ces corps sont emplombés de la même manière que les produits argentifères correspondants.

Le plomb aurifère peut être enrichi en or à l'aide du zinc de la même manière que le plomb argentifère en argent. Lors de l'enrichissement de l'argent dans du plomb argentifère contenant en même temps de l'or, celui-ci se rassemble dans le zinc ajouté en premier lieu. Après l'élimination du zinc de l'alliage, on obtient un plomb aurifère, que l'on couple, afin d'en extraire l'or.

Lors de l'imbibition et de la fonte de minerais d'argent aurifères, l'or et l'argent passent dans le plomb.

La *coupellation du plomb aurifère* ou du *plomb aurifère et argentifère* se fait de la même manière que celle du plomb argentifère.

Lorsqu'on couple du plomb aurifère et argentifère, on obtient un alliage or-argent, qui, comme on l'a déjà dit, est soumis à l'*affinage*.

L'emplombage de minerais d'or et de minerais d'argent ou de minerais d'argent aurifères est en usage à *Schemnitz*, à *Nagybanya* et à *Zalathna*, en Hongrie, à *Freiberg* en Saxe, à *Andreasberg* au Harz supérieur. Les procédés employés dans ces usines ont déjà été décrits précédemment (voy. Métallurgie de l'argent).

A *Zalathna* (p. 443), on retire finalement de pyrites aurifères un plomb d'œuvre offrant la composition suivante :

Plomb.	99,346.
Antimoine	0,018.
Cuivre.	traces.
Argent.	0,326.
Or	0,310.
Fer.	traces.

Il est coupellé dans un four allemand chauffé au bois. La première charge de plomb d'œuvre est de 2,4 à 2,6 tonnes et on l'élève par additions de plomb nouveau (filages) à 8-9 tonnes. La perte en plomb est de 8 p. 100. L'argent d'éclair contient 97,5 p. 100 d'argent fin aurifère, tenant 50,4 p. 100 d'or fin.

3. — Extraction de l'or par les voies sèche et humide réunies.

A. — Extraction de l'or par transformation en un alliage or-mercure.

Cette méthode porte le nom d'*amalgamation*.

Elle consiste à combiner l'or des minerais avec le mercure et à décomposer par distillation l'alliage or-mercure ainsi produit ou l'amalgame d'or, opération dans laquelle on obtient l'or à l'état métallique, tandis que le mercure est volatilisé sous forme de vapeurs et récupéré par condensation de celles-ci.

Le mercure ne s'allie pas seulement à l'or, il produit aussi une séparation mécanique de celui-ci d'avec les matières avec lesquelles il est mélangé, parce que, lors de l'amalgamation de minerais aurifères pulvérisés, les particules d'or, par suite de leur poids spécifique élevé, s'enfoncent dans le mercure, tandis que les gangues flottent à la surface de ce dernier.

L'amalgamation est applicable aux minerais qui contiennent l'or à l'état natif et libre. Les minerais, qui renferment l'or enveloppé dans de la pyrite ont besoin, avant l'amalgamation, d'être soumis à un grillage. Le chlorure d'or contenu dans les minerais ayant subi le grillage chlorurant est décomposé par le mercure, avec formation de protochlorure de mercure. L'or ainsi séparé est absorbé par le mercure.

Les corps qui sont un obstacle à l'amalgamation des minerais d'argent exercent aussi la même action nuisible sur celle des minerais d'or. Ce sont principalement les minerais de plomb, de bismuth, de zinc et d'antimoine, qui rendent l'amalgame visqueux, et les silicates hydratés de magnésie et d'alumine, qui font transformer le mercure en poudre grise (voy. p. 570).

Pendant la pulvérisation des minerais, qui précède l'amalgamation, les parti-

cules volumineuses d'or sont facilement converties en lamelles minces. Celles-ci se réunissent plus difficilement avec le mercure que la poudre fine et sont par suite facilement entraînées par le courant d'eau.

Lorsqu'on fait agir le mercure sur des particules de minerai fines, certaines parties du mercure se convertissent facilement en très-petits globules, qui s'entourent d'une couche de poussière et ne peuvent plus alors être réunies que difficilement en grosses gouttes, de telle sorte qu'elles sont en majeure partie entraînées. Comme ces petits globules ont déjà absorbé une certaine quantité d'or, il en résulte une perte non-seulement de mercure, mais encore de métal précieux.

Dans le grillage oxydant de minerais d'or pyriteux, il se forme facilement une pellicule de peroxyde de fer à la surface de l'or et ce dernier est ainsi rendu inaccessible à l'action du mercure. Un pareil or est, aux Etats-Unis, désigné sous le nom de *rusty gold* — or rouillé. L'enduit est éliminé par le grillage chlorurant, le peroxyde de fer étant transformé en perchlorure volatil.

L'amalgamation est effectuée soit directement sans pulvérisation préalable des masses aurifères, soit après une pulvérisation de celles-ci. Cette dernière opération est pratiquée soit en même temps que l'amalgamation soit avant celle-ci. Dans les deux modes d'amalgamation les minerais sont traités sans enrichissement préalable de la teneur en or, ou bien pendant ou après l'enrichissement de celle-ci.

Amalgamation sans pulvérisation préalable des masses aurifères.

a. — Sans enrichissement de la teneur en or.

Ce mode d'amalgamation était pratiqué sur une grande échelle, il y a peu de temps encore, en Californie, où il était combiné avec l'abatage hydraulique des alluvions aurifères.

En Californie, les alluvions sont désagrégées au moyen de jets d'eau abondants lancés sous une forte pression et entraînées par le courant ainsi produit dans de longues rigoles ou canaux, où elles sont mises en contact avec du mercure.

L'eau est rassemblée dans de grands réservoirs (étangs et lacs) et ensuite amenée par des conduites, dont la longueur dépasse souvent 100 milles anglais (1 mille = 1609^m,313), aux endroits où elle doit être employée. Des conduites l'eau arrive dans des tuyaux en fer de 0^m,762 de diamètre et de ces derniers dans des boîtes distributrices, desquelles partent des conduits particuliers dirigés vers les différents points de l'alluvion. L'extrémité de ces conduits est munie de buses mobiles, dits *monitors*, par lesquelles l'eau s'échappe, sous la pression d'une colonne d'eau de 76 à 152 m. de hauteur, sous la forme d'un jet de 0^m,101 à 0^m,279 d'épaisseur et est, avec une force correspondante, lancée à une distance de 48 à 60 m. contre les alluvions. La figure 527, empruntée à Egleson¹, donne une idée de l'exploitation des terrains aurifères par abatage hydraulique.

Du tuyau *i*, l'eau arrive dans la boîte distributrice *v*. De cette dernière, elle pénètre dans les trois branches *w*, *x* et *y* et elle est lancée contre les bancs d'alluvion par les buses *d*, *d'* et *d''*, qui sont chacune manœuvrées par un ou

¹ *Metallurgy of silver, gold and mercury*, t. II. Londres et New-York, 1890.

vrier. Les masses désagrégées sont entraînées par le courant d'eau d'abord dans les fossés m , m' et m'' et ensuite dans le fossé commun z , qui les conduit par le tunnel R dans les rigoles ou *sluices* G, G . Dans ces rigoles et les *undercurrents* qui communiquent avec elles a lieu l'amalgamation de l'or.

Les *sluices* sont faits avec des planches de $3^m,65$ de longueur et de $0^m,038$ d'épaisseur, et on leur donne une longueur qui dépend de la nature des alluvions

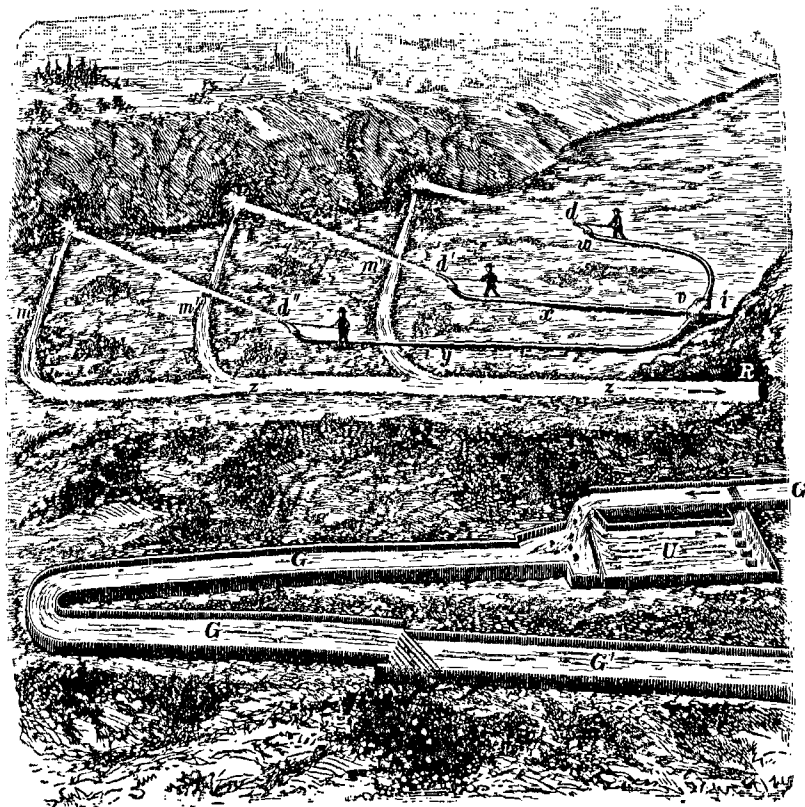


Fig. 527. — Exploitation des alluvions aurifères par abatage hydraulique (Californie).

et qui dans tous les cas doit être déterminée par des expériences (de 100 à 10430 mètres, comme à Spring Valley, en Californie). La longueur de la plupart des sluices oscille entre 365 et 1460 m. Leur largeur varie de $0^m,90$ à $1^m,80$, leur profondeur de $0^m,712$ à $0^m,762$. Leur inclinaison est de $0^m,152$ à $0^m,304$ par $3^m,65$. Habituellement, on leur donne une pente de 4 p. 100 pour le gravier ordinaire, et de 6 à 8 p. 100 pour le gravier argileux, ainsi que pour le gravier très-gros. Afin d'empêcher les sluices d'être endommagés par les gros morceaux d'alluvion, on munit d'un revêtement leur fond et leurs parois latérales.

Le revêtement du fond se compose de pierres ou de blocs de bois, plus rarement de pièces de fer ; celui des parois latérales est fait avec des planches.

La figure 528, empruntée à Egleston (*loc. cit.* p. 215) représente un sluice

avec revêtement en pierres. Celles-ci ont $0^m,228$ à $0^m,304$ d'épaisseur ; ce sont des fragments de la roche qui se rencontre dans le voisinage de la mine (ordinairement de basalte). Les intervalles qui existent entre les pierres sont remplis jusqu'à une certaine hauteur avec du gravier. Dans les cavités qui restent au-dessus de ce dernier, on verse du mercure pour retenir l'or. Le revêtement latéral, qui est également visible dans la figure, se compose d'une planche inférieure, de $0^m,030$ d'épaisseur, qui déborde au-dessus du pavage de $0^m,254$

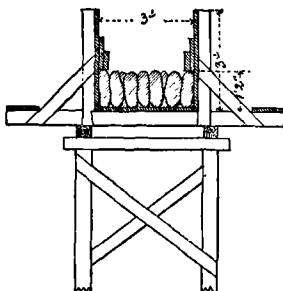


Fig. 528. — Sluice avec pavage en pierres (coupe transversale)

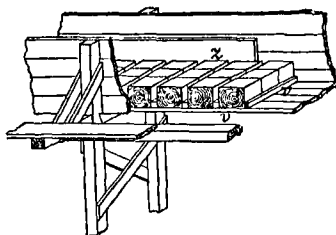


Fig. 529. — Sluice avec pavage en bois (vue suivant la longueur, une des parois latérales étant en partie enlevée).

à $0^m,381$, et d'une deuxième planche clouée sur la première et épaisse de $0^m,132$ à $0^m,203$.

Le pavage en pierres dure beaucoup plus longtemps que le pavage en bois, mais il exige plus d'eau que ce dernier et en outre il force à donner aux sluices une pente plus forte.

Un sluice muni d'un pavage avec blocs de bois est représenté par la figure 529. Les blocs ont une hauteur de $0^m,132$ à $0^m,304$, et $0^m,304$ à $0^m,457$ en largeur et en longueur. Ils sont disposés en séries transversales, séparées les unes des autres par des tasseaux (*v*), cloués sur le fond du canal. Ces tasseaux, qui ont une largeur de $0^m,038$ et une hauteur égale à la moitié de celle des blocs, laissent au-dessus d'eux et entre les séries de ces derniers des espaces libres, dans lesquels on verse le mercure destiné à retenir l'or. *x* est le revêtement latéral du sluice.

Le pavage en bois a l'inconvénient de ne durer que peu de temps, étant usé rapidement par les pierres qui roulent à sa surface. Avec une exploitation active, il dure rarement plus de 3 mois. En outre, il n'offre pas au mercure des intervalles libres aussi nombreux que le revêtement en pierres.

Pour que les particules d'or fines puissent se déposer, les sluices sont mis de distance en distance en communication avec de grandes caisses en bois plates, dites *undercurrents* (courants inférieurs). Ces caisses sont rectangulaires ou carrées et profondes de 0^m,384. Comme on leur donne une surface de 180 à 750 mètres carrés, le mouvement de l'eau y est très-lent et les fines particules d'or ont le temps de se précipiter. De ces *undercurrents*, le courant passe dans le prolongement du canal principal.

La disposition de l'*undercurrent* est mise en évidence par la figure 530 (Egleston, *loc. cit.*, p. 223). Le fond du canal principal G est remplacé dans sa partie inférieure Z par une grille formée de barreaux en acier. Les particules fines traversent cette grille et arrivent avec une grande partie de l'eau dans la gouttière Y très-inclinée, qui conduit à l'*undercurrent* W. Afin que l'eau se répartisse uniformément, on fixe une série de blocs de bois sur le fond de l'*undercurrent*, près de sa paroi supérieure et un peu au-dessous de la gouttière Y.

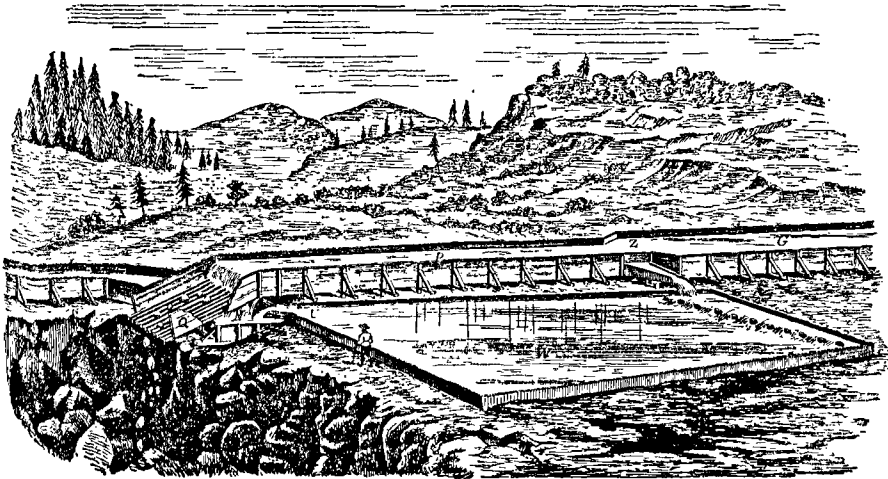


Fig. 530. — Undercurrent d'un sluice californien.

L'*undercurrent* a une pente de 0^m,3048 par 3^m,657, et son fond, comme celui du canal principal, est pourvu de rainures de différentes formes, dans lesquelles on verse du mercure pour recueillir l'or. Le courant sort à l'extrémité inférieure de la caisse en U et il tombe d'abord dans la boîte N, appelée *drop-box*, pour s'écouler ensuite dans le prolongement L du canal principal. En traversant l'*undercurrent*, l'eau laisse sur le fond de celui-ci une grande partie de l'or qu'elle tenait en suspension, or qui est amalgamé par le mercure contenu dans les rainures.

Les gros morceaux, qui ne peuvent pas traverser la grille établie en Z et pénétrer dans l'*undercurrent* roulent sur la grille et arrivent avec une partie du courant, par la rigole étroite P, sur une autre grille Q (appelée *grizzly*), qui est formée de rails en fer et inclinée de 30°. L'intervalle entre les rails est 0^m,152. Le *grizzly* se trouve au-dessus de la *drop-box* et il la déborde suffisamment pour que les grosses pierres qui s'y rassemblent soient projetées à une certaine dis-

tance. Le courant d'eau et les parties plus petites des alluvions passent à travers le *grizzly* et tombent dans la *drop-box* N, où ils se réunissent au courant venant de l'undercurrent, pour passer ensuite dans le prolongement L du canal principal. Les grosses pierres roulent au contraire sur la grille et tombent dans un précipice.

Le *grizzly* doit toujours être établi sur le bord d'un précipice ou sur le versant d'une montagne très-escarpée. Le *drop-box* doit être construit très-solidement et son fond revêtu d'un pavage en pierres. Les distances auxquelles doivent être établis les *undercurrents* et les *grizzlies* dépendent de la configuration du terrain et de la nature et de la masse des alluvions.

A la *Sailors Union Mine, Iowa Hill Ridge*, il fallait éliminer 1 615 577 parties de masses stériles pour obtenir 1 partie d'or¹.

A la *North Bloomfield Mine*, il fallait même laver 12 107 116 parties de cailloux et graviers pour en retirer 1 partie d'or.

Le mercure est versé dans un état de très-grande division (ordinairement à l'aide d'un vase à fond perforé) à l'extrémité supérieure du canal principal, d'où il se dissémine dans les interstices du pavage (*riffles*). On ajoute ordinairement par jour plusieurs doses de mercure, formant un poids total de 50 kilogr. Dans les sluices de 1500 mètres de longueur il y a en même temps 250 à 300 kilogr. de mercure, et dans les très-grands, 2 à 3 tonnes.

L'*amalgame d'or* est retiré des parties supérieures du sluice 1 ou 2 fois par mois, et des autres parties à des intervalles plus éloignés (depuis toutes les 6 semaines jusqu'à tous les 6 mois). Le canal tout entier est soumis une fois par an à un nettoyage (*general clean up* — nettoyage général). Pour retirer l'amalgame, on enlève le pavage de haut en bas. Après avoir partagé le sluice en petits compartiments au moyen de tasseaux posés transversalement, on verse du mercure afin de rassembler l'amalgame et lorsque ce dernier a été absorbé par le métal on le puise pour le verser dans un seau.

La majeure partie de l'amalgame se rassemble dans la partie supérieure du canal principal et une autre portion encore assez grande dans les *undercurrents*. Environ 80 p. 100 de l'or total extrait sont retirés dans 70 premiers yards (1 yard = 0^m,914) du sluice.

L'*amalgame* est traité, d'abord par l'eau et ensuite par le mercure. L'amalgame d'or descend au fond du mercure, tandis que les métaux non précieux se rendent à la surface du bain. On enlève la partie supérieure de ce dernier et on brasse la partie inférieure, après y avoir ajouté d'autre mercure. L'écume qui se rassemble à la surface est de nouveau éliminée. L'amalgame qui reste est maintenant *filtré*, de la même manière que l'amalgame d'argent, dans des sacs en toile à voile, afin de le débarrasser du mercure en excès. Il est ensuite bouilli avec de l'acide sulfurique dilué, en vue de l'élimination des autres impuretés, et finalement *distillé*.

L'écume enlevée de la surface du bain mercuriel est d'abord dépouillée des métaux non précieux par traitement au moyen d'acide azotique, lavage et filtration et ensuite traitée avec l'amalgame.

La *perte en or* ne peut pas être exactement indiquée, parce qu'il n'est pas possible de déterminer la teneur des alluvions en métal précieux avec une exactitude suffisante. On admettait que le rendement en or de 1 yard cube² d'allu-

¹ *Production of Gold and Silver in the United States*, 1882, p. 730.

² Le poids de 1 yard cube (= 0 m.cub.. 7645) d'alluvions est de 1,5 à 1,75 tonnes.

vions était égal à 0,0475 dollar (= 24 centimes) dans le *Gold-River District, Placer County*, et qu'il s'élevait à *French Corral, Nevada County*, à 15 cents (= 78 centimes environ) dans la partie supérieure des alluvions et à 3 dollars 50 cents (= 48 fr. 20) dans la partie inférieure. A la *Spring Valley Mine*, le rendement de la meilleure partie des alluvions oscillait entre 1 et 8 dollars (5 fr. 20 à 41 fr. 60) par yard cube (1 yard cube = 0 m. cub. 7645). En général, on admet que la perte en or varie de 15 à 50 p. 100.

La *perte en mercure* oscille, suivant *Egleston*¹, entre 10 et 37,5 p. 100 de la quantité employée. Dans le plus grand nombre des cas, elle s'élève à 10-15 p. 100.

L'extraction de l'or par le procédé qui vient d'être décrit a fini par amener l'accumulation dans les fleuves de la Californie des masses de galets et de graviers provenant de la désagrégation des alluvions et par produire l'inondation des rives fertiles de ces fleuves. C'est pour cela que, vu l'importance de l'agriculture en Californie, elle a été interdite par le gouvernement des États-Unis. Aussi, n'est-elle plus actuellement en usage dans cette contrée.

b. — Amalgamation avec enrichissement préalable de la teneur en or.

Ce mode d'amalgamation est appliqué au sable aurifère enrichi par lavage. Il est pratiqué de la même manière que l'amalgamation des masses pulvérisées et ensuite enrichies, qui est décrite dans le chapitre suivant.

Amalgamation des masses aurifères pulvérisées artificiellement.

Ce mode d'amalgamation est toujours employé pour l'or de montagne et dans beaucoup de cas aussi pour les masses fortement agglomérées des alluvions.

Il est effectué plus avantageusement *avant l'enrichissement de la teneur en or* qu'après la concentration de celle-ci par lavage, parce que pendant les opérations d'enrichissement il se produit toujours de grandes pertes d'or. Dans un grand nombre de cas, par exemple avec des minerais qui contiennent en même temps de l'or libre et de l'or enveloppé dans des sulfures (pyrites), l'or libre est d'abord amalgamé ; les sulfures (appelés *sulphurets* en Amérique) sont ensuite *enrichis par lavage* et amalgamés ou chlorés après un grillage préalable ou bien traités par voie sèche (par emplombage).

L'amalgamation est effectuée soit *pendant la pulvérisation* et, si l'or n'est pas entièrement extrait, encore après celle dernière, soit seulement *après la pulvérisation*.

Amalgamation pendant et après la pulvérisation.

Ce mode d'amalgamation est effectué sur une petite échelle dans des *mortiers*, sur une plus grande échelle dans des *arrastres*, des *moulins* de formes extrêmement variées et le plus souvent dans des *bocards*. A l'aide de ces derniers, l'or est rapidement extrait, mais non sans pertes de métal précieux. Il est évident que l'on ne peut extraire que l'or libre et non celui qui est enveloppé dans des pyrites ou d'autres sulfures.

Amalgamation à l'aide de l'arrastre.

L'arrastre, qui a déjà été décrite précédemment (Métallurgie de l'argent,

¹ *Loc. cit.*, p. 271.

p. 573 et 583), est en usage aux *Etats-Unis* (Arizona, Californie, Orégon, Montana, Idaho, Colorado) dans de petites usines, pour le traitement de minerais pauvres, contenant l'or seulement à l'état libre ou allié à de l'argent.

Le minerai est d'abord grossièrement pulvérisé dans des broyeurs, des bocards ou des moulins chiliens et ensuite porté dans l'arrastre. Sa grosseur de grain varie entre celle des particules d'une poudre grossière et de morceaux du volume d'un œuf de pigeon. La charge est de 300 à 500 kilogr., suivant la grandeur de l'arrastre. Lorsque le minerai a été moulu pendant un certain temps, on ajoute le mercure. La quantité de ce dernier s'élève à 50-75 kilogr., suivant la teneur des minerais en métaux nobles, et avec des minerais riches elle va jusqu'à 100-125 kilogr. Si les minerais renferment de grandes quantités d'argent, on cherche à obtenir un amalgame aussi fluide que possible et l'on ajoute jusqu'à 1/2 kilogr. de mercure par once d'argent. Comme substances chimiques, on emploie le cyanure de potassium et la cendre de bois, afin de maintenir la surface du mercure parfaitement brillante. La durée du traitement d'une charge est de 6 à 10 heures, suivant la grosseur des fragments de minerai. Une arrastre de 3^m,657 de diamètre, pourvue de meules très-lourdes, peut, avec 15 rotations par minute et des charges exceptionnellement grandes (de 2 tonnes), traiter 4 tonnes en 24 heures.

L'amalgamation terminée, on vide la masse tout entière dans un *settler*, où a lieu la *séparation de l'amalgame d'avec les résidus*, opération qui est effectuée comme il a été dit précédemment (voy. Métallurgie de l'argent), ou bien on *élimine avec de l'eau les résidus*, en laissant l'amalgame dans l'arrastre.

L'amalgame est filtré dans des sacs en toile à voile et ensuite *distillé*. Les résidus sont amenés sur des plaques de cuivre amalgamées ou soumis à un nouveau traitement dans des pans ou bien rejetés.

La quantité de l'or extrait par un seul traitement des minerais dans l'arrastre s'élève jusqu'à 70 p. 100 de la teneur de ces derniers, et celle de l'argent à 75-80 p. 100 de la teneur en ce métal.

Amalgamation à l'aide de moulins.

Parmi les moulins qui dans ces derniers temps ont été adoptés aux *Etats-Unis* et en *Australie* pour l'amalgamation de l'or, on doit citer celui d'*Huntington*.

Ce moulin agit en même temps comme *appareil de broyage* et comme *amalgamateur* et est employé avec avantage dans de petites usines. Il convient surtout pour des minerais argileux. Il peut aussi être employé avantageusement pour des minerais qui contiennent, outre de l'or libre, des sulfures. Les minerais sortant du moulin sont amenés sur des *plaques de cuivre amalgamées*, par lesquelles sont retenus l'or libre qu'ils renferment encore et l'amalgame entrainé. Si les minerais renferment des sulfures (pyrites aurifères), ces derniers, après avoir passé sur les plaques amalgamées, sont concentrés et séparés à l'aide d'*appareils de préparation mécanique*.

Avant d'être chargés dans le moulin Huntington, les minerais sont soumis à l'action de *broyeurs*.

La *disposition du moulin Huntington* est représentée par la figure 534. Z est un cylindre en fonte (pan), dans la partie supérieure duquel se trouve la plaque annulaire B. Celle-ci est fixée à l'arbre vertical G et peut tourner avec lui. A la plaque B sont suspendus les rouleaux D munis de sabots en acier, et de telle

sorte que la face inférieure de ces derniers reste à $0^m,0254$ au-dessus du fond du cylindre et que les rouleaux et les sabots puissent faire un mouvement d'oscillation. Lorsque l'arbre G tourne, les rouleaux et les sabots tournent avec lui. A une certaine distance au-dessus du fond du cylindre est adapté un tamis annulaire composé de plusieurs pièces, contre lequel est projetée la poudre du minerai et par lequel celle-ci est déchargée lorsqu'elle a atteint un degré de finesse

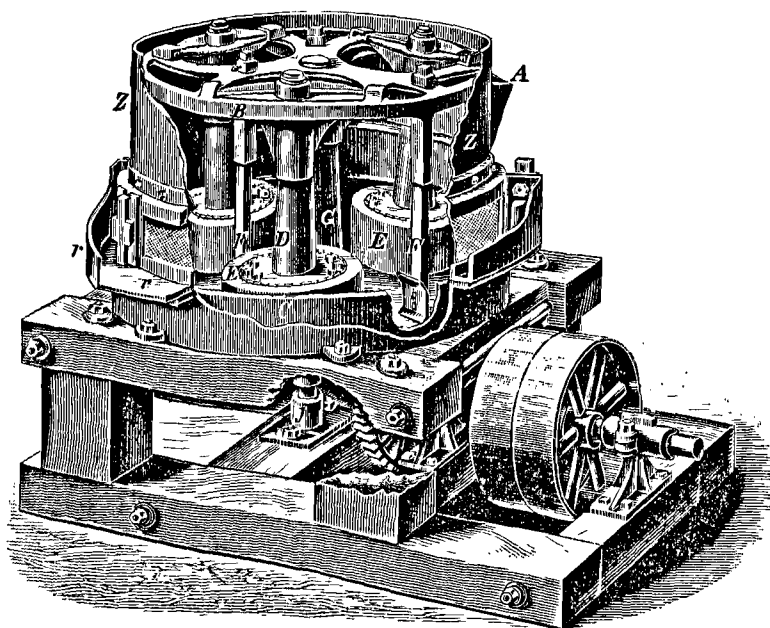


Fig. 531. — Moulin Huntington pour l'amalgamation des minerais aurifères.

suffisant. Devant le tamis, se trouve une rigole annulaire *r*, par laquelle s'écoule la pulpe de minerai sortant par le tamis. Le minerai est chargé dans le moulin, avec les quantités d'eau et de mercure nécessaires, par la trémie A. Lorsque les rouleaux et les sabots tournent, le minerai, par suite de la force centrifuge et aussi par l'action des râcloirs F, est poussé contre les parois du moulin et là il est écrasé par la pression des sabots contre l'anneau en acier C, qui forme la partie inférieure de la paroi du cylindre. Le mouvement oscillant des sabots pousse à une certaine distance en avant le minerai pulvérisé et le met en contact intime avec le mercure qui se trouve sur le fond du moulin. Les râcloirs F empêchent une accumulation du minerai dans ce dernier. La poudre est projetée par le mouvement des sabots contre le tamis circulaire et évacuée dès qu'elle a atteint le degré de division nécessaire. Par suite de cette circonstance, on n'arrive pas à *amalgamer tout l'or dans le moulin*. C'est pour cela qu'on fait écouler la pulpe évacuée par le tamis sur des *plaques de cuivre amalgamées*, afin d'amalgamer le reste de l'or.

Les figures 532 et 533 montrent la disposition d'un moulin à or avec *plaques de cuivre amalgamées* et *frues vanniers* pour la concentration des sulfures contenus dans les minerais sortant du moulin. Le minerai, préalablement passé dans un

broyeur, arrive dans l'alimentateur automatique *a* et de ce dernier dans le moulin *b*. Les troubles évacués du moulin s'écoulent sur les quatre plaques de cuivre amalgamées *c*, *d*, *e* et *f*, placées les unes au-dessous des autres et sur les-

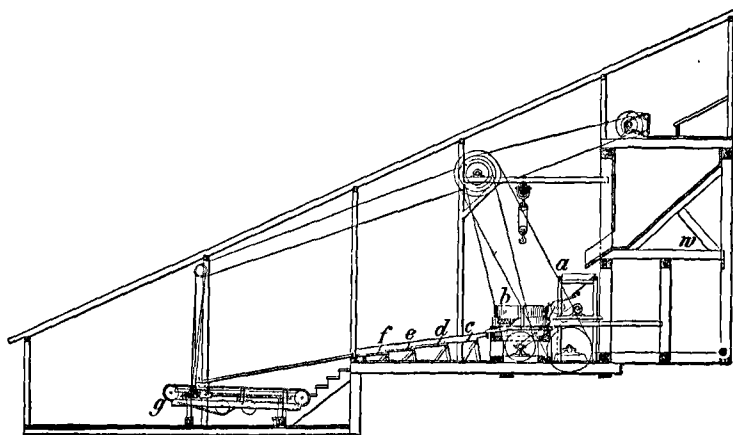


Fig. 532. — Atelier d'amalgamation avec moulin, plaques de cuivre amalgamées et frue vanners; coupe verticale.

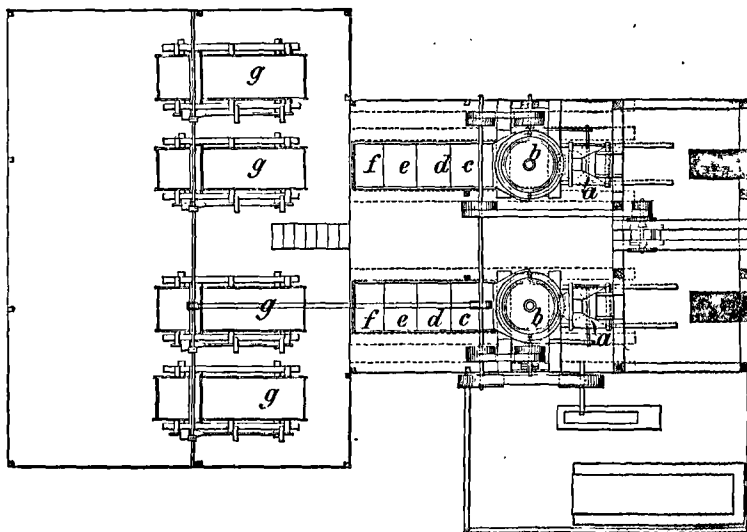


Fig. 533. — Atelier d'amalgamation avec moulin, plaques de cuivre amalgamées et frue vanners; plan.

quelles est retenu le reste de l'or et se rendent ensuite aux frue vanners *g*, *g*, où a lieu la concentration des sulfures.

Les moulins Huntington sont en usage en Californie, dans l'Oregon, l'Alaska, l'Idaho, le Montana, l'Utah, le Colorado, l'Arizona, le Nouveau-Mexique, au Mexique, dans l'Amérique Centrale, l'Amérique du Sud, ainsi qu'en Australie.

Dans ces derniers temps, ils ont été aussi introduits à *Kremnitz en Hongrie*. Ils exigent une force motrice relativement peu considérable (4 chevaux pour le traitement de 12 tonnes de minerai par jour, 6 chevaux pour 20 tonnes et 8 chevaux pour 30). Leur diamètre varie de 1^m à 1^m,82.

A la *Spanish Mine, Nevada County* (Californie)¹, des minerais d'or consistant en schiste décomposé, argile et quartz et ne contenant qu'une valeur en or de 60 cents (= 3^f,10) par tonne, sont d'abord concassés dans des broyeurs Blake et ensuite chargés au moyen d'alimentateurs automatiques dans quatre moulins Huntington, dont trois ont chacun 1^m,50 de diamètre et le quatrième 1^m,219 seulement.

Les grands moulins traitent, l'arbre principal faisant 60 tours par minute, 35 à 40 tonnes par jour, les petits 30 tonnes. Le tamis annulaire ne dure que 4 jours, tandis que le fond et la partie inférieure de la paroi durent environ 1 année. La quantité de mercure ajoutée est de 1 once pour 4 tonnes de minerais. On retire dans le moulin 45 p. 100 de l'or, et sur les plaques de cuivre amalgamées 55 p. 100. Les résidus s'écoulant de ces dernières vont dans le flux stérile. La perte en mercure s'élève à 1 once pour 15 à 30 tonnes de minerai.

Aux *Vereinigten Kremnitzer Caroli- und Stadtgrube*, près *Kremnitz*, en Hongrie, on traite des quartz aurifères avec 3 p. 100 de pyrite, 7 à 8 gr. d'or et 20 gr. d'argent par tonne.

Les minerais sont d'abord concassés en fragments de 5^{cm} de côté à l'aide de broyeurs Blacke et Dodge, rendant 3 à 5 tonnes par heure, et ensuite chargés, au moyen d'un alimentateur Tulloch, dans le moulin Huntington. Ce dernier exige, avec 70 rotations par minute, une force de 8 chevaux et traite en 24 heures 12 tonnes de minerai. Celui-ci est déchargé par un tamis avec maille de 0^{mm},3 de côté. Indépendamment de l'eau nécessaire, le moulin contient 10 kilogr. de mercure. Toutes les 10 minutes, on ajoute en outre 5 gr. de mercure.

La pulpe de minerai sortant du moulin s'écoule sur quatre plaques de cuivre amalgamées dans des frue vanners, au nombre de deux pour un moulin. La plaque de tête des frue vanners est en cuivre amalgamé. Un appareil exige une force motrice de 1/2 cheval.

Dans les frue vanners, les *pyrites aurifères* sont séparées. Les troubles qui s'en écoulent sont soumis à une nouvelle préparation mécanique sur des tables à brosses. La pyrite aurifère obtenue par les opérations de préparation mécanique contient 30 gr. d'or et 60 gr. d'argent par tonne. Elle est emplombée à l'usine de Schemnitz.

L'amalgame d'or est retiré du moulin une fois par mois, tandis que les plaques de cuivre sont nettoyées tous les deux jours. L'amalgame est distillé dans des fours à cloches, comme ceux qui seront décrits plus loin.

Le *rendement en or* (dans l'amalgame et les schlichs de pyrite) s'élève à 70 p. 100. La *perte en mercure* est de 8^{gr} par tonne de minerais. L'anneau en acier du moulin dure 3 mois, celui des sabots 6 semaines.

Le *moulin de Crawford*, de construction récente, est muni d'un réservoir à mercure. Il est représenté par la figure 534². Le minerai versé dans l'entonnoir A tombe sur la table rotative F et de là entre les boulets en fer E, qui le

¹ Egleston, *loc. cit.*, p. 417.

² Dürre, *Zeitschrift d. Vereins deutscher Ing.*, 1893, p. 902. *Die amerikanische Metallurgie auf der Weltausstellung in Chicago* 1893.

réduisent en une poudre fine. Cette dernière passe par les ouvertures N, N dans le réservoir G rempli de mercure, où est retenu l'or libre, tandis que le minerai désaurifié est, au moyen d'un courant d'eau pénétrant dans le moulin par sa partie inférieure, ramené dans ce dernier par les ouvertures N, N et ensuite refoulé dans l'espace annulaire B, d'où il sort par son extrémité supérieure.

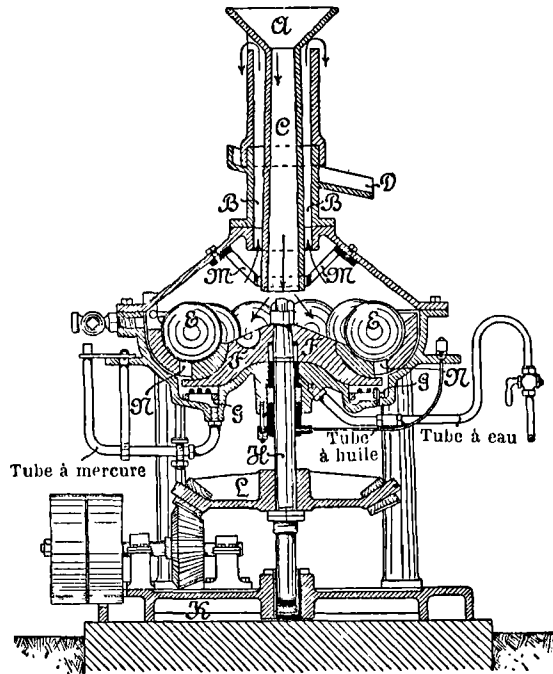


Fig. 534. — Moulin de Crawford pour l'amalgamation des minerais d'or.

pour s'écouler par la gouttière D. La table F faisant 100 tours par minute, on traiterait en 24 heures dans ce moulin 8 à 12 tonnes de minerais, suivant la nature de ces derniers. De la teneur en or des minerais, on retire, suivant la nature de ceux-ci, 65 à 98 p. 100. L'auteur ne possède actuellement aucune indication plus précise sur le fonctionnement de cet appareil.

Amalgamation à l'aide de bocards.

Ce mode d'amalgamation consiste à pulvériser dans des bocards le minerai aurifère et à introduire de temps en temps dans l'auge pendant le bocardage du mercure divisé aussi finement que possible. En réglant convenablement l'afflux de l'eau dans le bocard et établissant l'ouverture de décharge à une hauteur assez grande au-dessus des semelles, on arrive à maintenir le mercure en suspension dans la pulpe du minerai. Par la chute des pilons, le mercure est mis en contact intime avec les particules de minerai et il forme avec l'or un amalgame, qui s'applique dans les angles de l'auge et entre les semelles. On peut encore augmenter considérablement la formation de l'amalgame, en plaçant contre

les parois de l'auge des plaques de cuivre amalgamées, sur lesquelles se déposent l'amalgame, ainsi que de l'or libre. Dans ce cas, l'or libre s'amalgame avec le mercure des plaques de cuivre.

Mais comme *tout l'or n'est pas amalgamé dans l'auge du bocard*, on fait passer la pulpe de minerai de l'auge sur des *plaques métalliques amalgamées*, afin de recueillir l'or non encore amalgamé, ainsi que le mercure et l'amalgame évacués du bocard.

Le mercure qui a été appliqué sur des plaques métalliques, surtout sur du cuivre, de l'argent, des plaques de cuivre argentées et dorées, a, en effet, la propriété de retenir l'or par un contact superficiel de celui-ci avec ces plaques et de former un amalgame d'or, qui se dépose sur ces dernières sous forme d'écaillés ou de dendrites. On augmente le pouvoir amalgamant des plaques, en les enduisant avec de l'amalgame de sodium.

L'or enveloppé dans les sulfures (pyrite de fer, pyrite arsénicale) se soustrait à l'amalgamation. C'est pour cela que, si, outre de l'or libre, les minerais renferment des sulfures aurifères (en Californie, par exemple, ils en contiennent 1 à 6 p. 100, au Colorado beaucoup plus), la pulpe, après son passage sur des plaques métalliques amalgamées, est amenée par des rigoles revêtues de plaques de cuivre amalgamées, dans des *appareils à concentration* (ordinairement dans des *frue vanners*), afin d'en retirer les sulfures sous la forme d'un *schlich*. Ce *schlich* est fondu ou, après grillage préalable, il est traité par le chlore, ou bien, mais plus rarement, amalgamé après grillage.

L'amalgamation à l'aide des bocards a d'abord été appliquée en Californie, d'où elle s'est répandue dans le monde entier.

La disposition des bocards, qui sont appelés *bocards californiens* (*californian mills*), est essentiellement la même que celle des bocards californiens en usage pour le traitement des minerais d'argent (voy. p. 603), et il en est de même des broyeurs pour le concassage préalable des minerais, ainsi que des appareils d'alimentation.

On emploie toujours des *alimentateurs automatiques*. Avec ces derniers, les bocards fournissent un rendement de 20 à 25 p. 100 supérieur à celui que l'on obtient par l'alimentation manuelle. Un appareil d'alimentation fréquemment employé est celui de Tulloch, déjà décrit p. 608. Cet appareil dessert 5 pilons.

Les *auges* sont plus larges que celles des bocards employés pour les minerais d'argent, afin que l'on puisse y placer des plaques de cuivre amalgamées.

L'évacuation de la pulpe n'a lieu que d'un seul côté. Les plaques de cuivre amalgamées sont appliquées sur les deux côtés longs de l'auge ou seulement sur le côté antérieur. Ce n'est que rarement qu'on en place aussi sur les deux côtés courts.

La figure 535 représente une auge avec plaques de cuivre sur le côté antérieur et le côté postérieur.

a est l'ouverture de chargement, *b* le tamis d'évacuation, *c* un rideau en toile à voile contre lequel est projeté le minerai sortant de l'auge, *h* la tête du pilon. Les plaques de cuivre amalgamées sont adaptées en *d* et en *e*. En *d*, elles sont vissées; en *e*, elles sont fixées sur une latte en bois, qui est adaptée au-dessous du tamis et peut être enlevée.

La disposition d'une auge avec plaques amalgamées sur le côté antérieur seulement est mise en évidence par la figure 536. La plaque de cuivre est fixée en *e*, immédiatement au-dessous du tamis. Les auges ainsi disposées sont employées

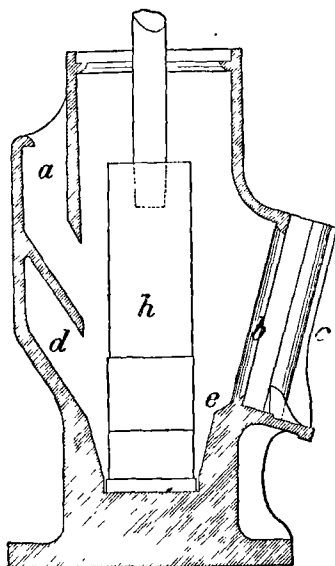


Fig. 535. — Auge de bocard avec plaques de cuivre amalgamées sur les côtés antérieur et postérieur.

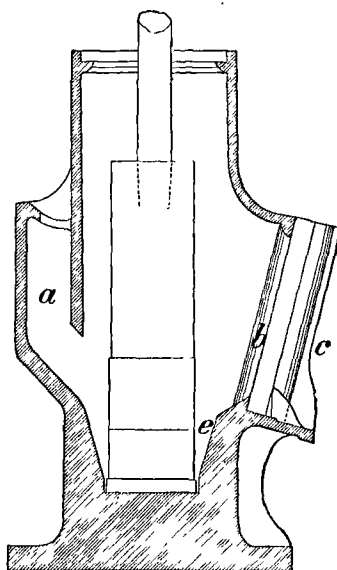


Fig. 536. — Auge de bocard avec plaque de cuivre amalgamée sur le côté antérieur.

pour des minerais qui contiennent des métaux non précieux et qui, en vue d'une concentration ultérieure, doivent être très-finement bocardés.

Dans l'auge représentée par la figure 537, *i* est la latte en bois, sur laquelle est fixée, à l'aide de vis en fer, la plaque de cuivre amalgamée *h* ; *G* est le tamis. L'ouverture de décharge *o* est longue de $1^m,231$ et large de $0^m,552$.

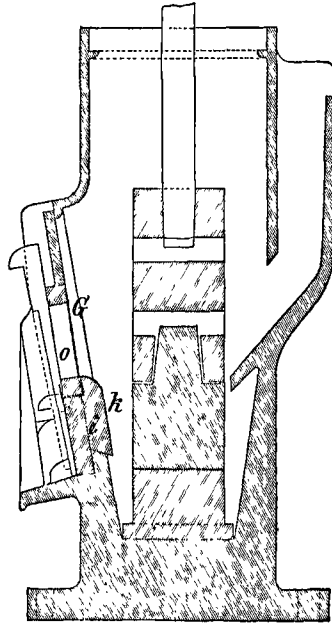


Fig. 537. — Auge de bocard ; mode de fixation de la plaque de cuivre amalgamée sur le côté antérieur.

L'eau nécessaire pour le bocardage est toujours introduite dans l'auge par en haut.

La largeur de l'auge au-dessus du tamis varie de $0^m,25$ à $0^m,35$. On lui donne $0^m,25$ pour les minerais très-friables, et $0^m,35$ pour les minerais très-durs. Une bonne auge dure 4 à 6 ans.

Comme *tamis*, on emploie ordinairement des plaques de tôle perforées, parce que les toiles métalliques s'obstruent facilement. Les trous des tamis en tôle sont en forme de fentes horizontales, verticales ou obliques de $0^m,0127$ de longueur. Il y a 8 de ces fentes sur une longueur de $0^m,0254$. On ne se sert que rarement de plaques de tôle avec trous ronds. Le diamètre ordinaire des trous est de $0^m,0068$; il y a 196 trous par $0,0254 \times 0,0254$ m. carrés. Les tamis en toile métallique ont 30 à 40 mailles sur une longueur de $0^m,0254$.

Les tamis sont encadrés dans des chassis en bois et inclinés vers l'extérieur. La distance entre l'extrémité inférieure des tamis et la surface supérieure des semelles du bocard doit être au moins égale à $0^m,177$.

Les tamis durent ordinairement 14 jours à 3 semaines.

Le poids des pilons est de 300 à 400 kilogr. Leur hauteur de chute oscille entre $0^m,1016$ et $0^m,2286$. En Californie, elle est en moyenne de $0^m,152$. Le nombre des levées par minute varie de 60 à 96. Le rendement d'un pilon en $2\frac{1}{2}$ heures

oscille entre 1 et 4 tonnes. La *consommation d'eau* indiquée est de 2300 à 4500 litres par tonne de minerai.

Le *mercure* est introduit dans l'auge à des intervalles de 1/2 heure à 1 heure. Sa quantité doit être telle que l'*amalgame d'or* soit *pâteux*, parce que c'est dans cet état qu'il adhère le mieux aux plaques de cuivre amalgamées. Si l'amalgame est fluide, il ne reste pas suspendu aux plaques. Dans une batterie de 5 pilons, on ajoute en 24 heures 113 à 227 grammes de mercure.

L'*enlèvement de l'amalgame des plaques* a lieu, suivant la teneur en or des minerais, à des intervalles de plusieurs jours à 14 jours.

De la quantité totale d'or extraite sous forme d'amalgame, 1/2 à 1/3 sont obtenus dans l'auge, le reste en dehors de celle-ci sur des plaques métalliques

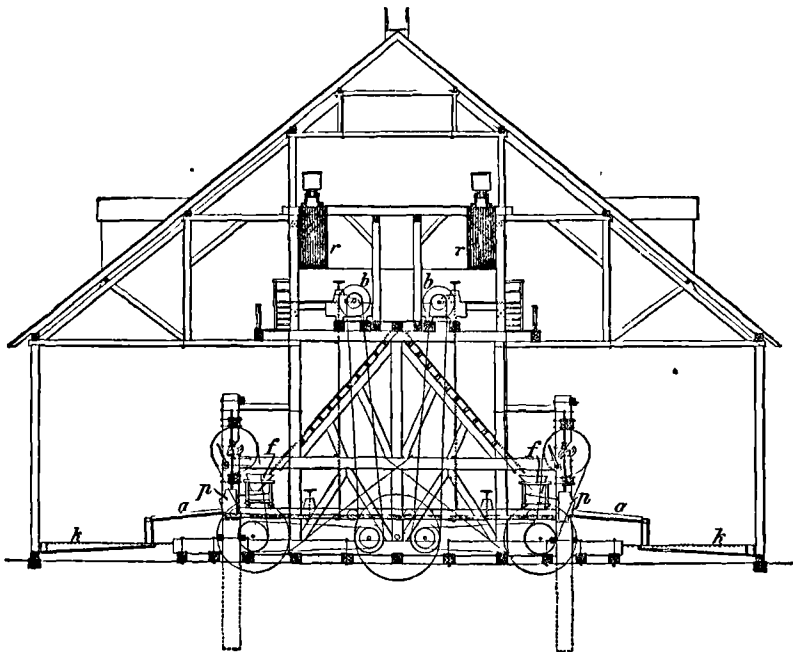


Fig. 538. — Atelier de bocardage de 120 pilons, sans appareils de concentration (Highland Mill, au Dakota) ; coupe transversale.

amalgamées. L'amalgame ne contient que de petites quantités de plomb et de cuivre.

La *perte en mercure* est peu importante. D'après *Egleston* (loc. cit.), elle s'élève à 0gr,50-2gr par tonne de minerai bocardé.

Les *troubles* sortant du bocard sont dirigés sur des *plaques métalliques amalgamées*, dont la supérieure se trouve à 0^m,15-0^m,20 au-dessous du bord inférieur de l'ouverture de décharge et offre la même largeur que la longueur du tamis. A la suite de cette plaque, il y en a ordinairement plusieurs autres plus courtes et disposées en gradins les unes au-dessous des autres. La dernière plaque aboutit habituellement à une rigole revêtue de plaques de cuivre, qui conduit les troubles dans des vases à clarification ou, si les minerais contiennent des sulfures, dans des appareils de concentration.

La première plaque, nommée *apron* (tablier), a une inclinaison de 0^m,076 au moins par 3^m,657 et une longueur de 1^m,50 à 2 mètres. Les plaques suivantes, établies en gradins les unes au-dessous des autres, reçoivent ordinairement une longueur de 1^m et une largeur de 0^m,304 à 0^m,457. Les plaques sont fixées sur des tables en bois. La première, qui occupe toute la longueur du tamis de l'auge, est rétrécie dans sa partie inférieure à la largeur des plaques inférieures ou de la rigole.

Le nombre des plaques dépend de la teneur en or des minerais et du rendement des pilons. Dans un grand nombre d'établissements, il n'y a qu'une seule plaque.

Dans de nombreuses usines, on a aussi placé dans les rigoles revêtues de plaques amalgamées d'autres plaques mobiles également amalgamées, qui sont suspendues à une faible distance les unes des autres perpendiculairement à l'axe de la rigole et occupent toute sa largeur.

Les plaques amalgamées sont préparées de différentes manières. Le mode de préparation ordinaire consiste à recouvrir de mercure les plaques de cuivre, après avoir décapé avec soin leur surface. Elles ne sont très-actives que lorsqu'elles ont reçu un enduit d'amalgame d'or, et c'est pour cela que fréquemment on y applique dès le début un pareil amalgame. Le deuxième mode de préparation consiste à recouvrir les plaques d'amalgame d'argent. De pareilles plaques sont actives dès le début, parce que l'amalgame d'argent est peu à peu remplacé par de l'amalgame d'or. On emploie aussi des plaques de cuivre argentées par voie galvanique, que l'on recouvre d'une couche mince de mercure. Par pied carré (0,3048 × 0,3048 m. car.), on y dépose 1 once (31^{gr},103) d'argent. Ces plaques sont très-actives dès le début et sont les plus usitées. Le cuivre laminé employé pour la confection des plaques doit avoir une épaisseur de 0^m,0032 au moins.

Il faut toujours, chaque fois que l'on veut s'en servir, nettoyer préalablement les plaques avec beaucoup de soin. On élimine les matières grasses en les frottant avec du cyanure de potassium, et les oxydes des métaux non précieux à l'aide d'une solution de sel ammoniac.

L'amalgame d'or est enlevé des plaques au moins une fois par jour. Il est râclé à l'aide d'un couteau. Mais, afin de ne pas endommager la surface polie des plaques, on enlève les dernières portions en essuyant celles-là avec un morceau de caoutchouc à angles aigus. Après l'élimination de l'amalgame d'or, les plaques sont lavées avec du cyanure de potassium, après quoi on les enduit avec un peu de mercure.

Les figures 538 et 539 représentent un atelier de bocardage avec 120 pilons, sans dispositifs pour la concentration des sulfures (*Highland Mill*, au Dakota), établi par la Société Fraser et Chalmers, de Chicago.

Le minerai est versé sur les grilles *r, r*. Les gros morceaux qui restent sur celles-ci passent aux broyeurs *b, b*, tandis que les morceaux plus petits qui les traversent se rendent avec les morceaux broyés dans les alimentateurs *f, f*, qui les chargent dans les auges des bocards. Les troubles sortant des auges s'écoulent sur des plaques de cuivre amalgamées *a, a* et de celles-ci, par les rigoles *h, h*, revêtues de plaques de cuivre, dans une autre rigole munie de cloisons transversales, où sont recueillis les restes de mercure et d'amalgame.

Les figures 540 et 541 représentent un atelier de bocardage avec 60 pilons et frue vanners pour la concentration des sulfures, le *Montana Mill*, à Marysville

(Montana), également établi par la Société Frasers et Chalmers, de Chicago. Des

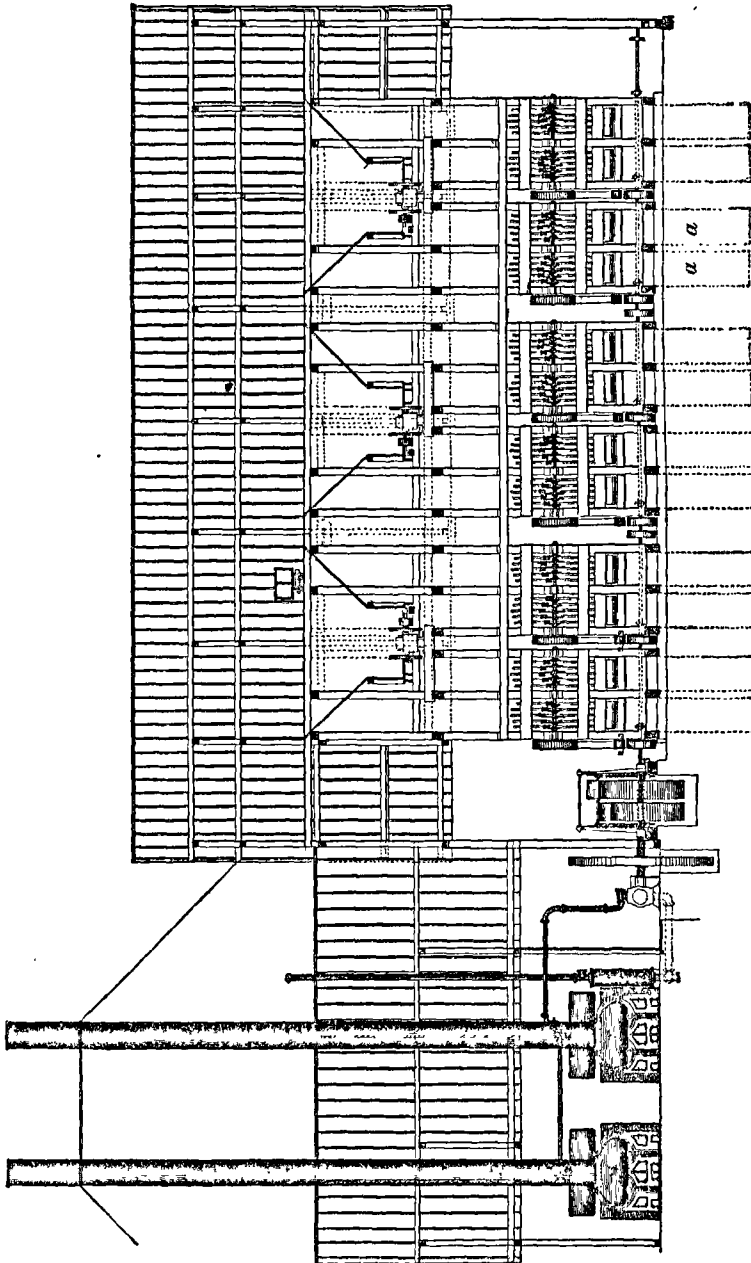


Fig. 539. — Atelier de bocartage de 120 pilons, sans appareils de concentration ; coupe longitudinale.

bocards, le minerai tombe sur les plaques de cuivre *a*, amalgamées et argentées

par voie galvanique, et de celles-ci il passe, par les rigoles *g, g* revêtues de plaques de cuivre, aux frue vanners *F* et *F'*.

L'amalgame est transformé en balles par pétrissage et ensuite distillé. Ce n'est que lorsqu'il renferme des particules de fer et des sulfures qu'on le pétrit avec du mercure.

Suivant *Egleston* (loc. cit.), la force nécessaire pour actionner un bocard avec 10 pilons, pesant chacun 340 kilogr. et faisant 90 levées par minute, est de 12

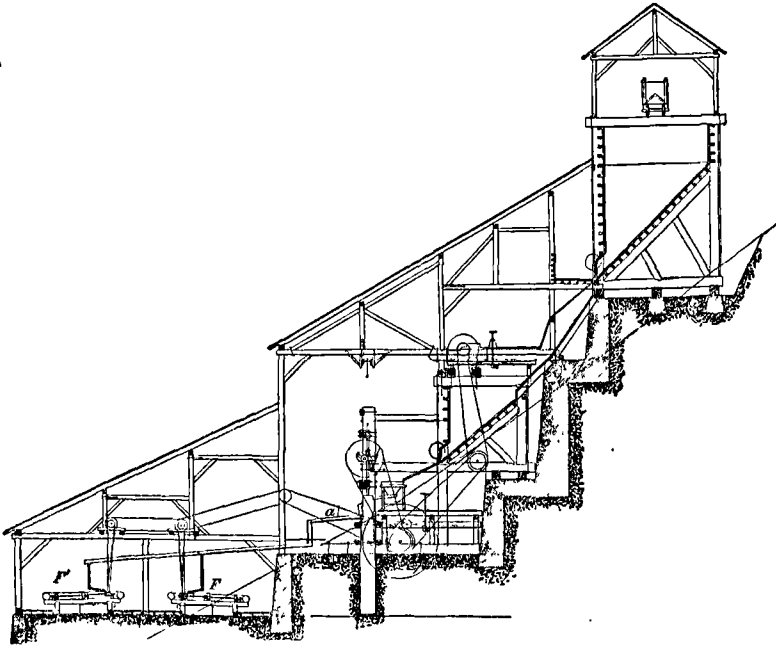


Fig. 510. — Atelier de bocardage de 60 pilons avec frue vanners (Montana Mill, à Marysville); coupe verticale.

chevaux, et celle que nécessite le broyeur qui le dessert est de 6 chevaux. Pour un bocard avec 20 pilons de même poids et faisant le même nombre de levées par minute, il faut une force de 23 chevaux, et pour les broyeurs qui le desservent une force de 6 chevaux est nécessaire.

La consommation d'eau indiquée est de 72 gallons (327 litres) par heure et par pilon. D'après les expériences effectuées par *Egleston*, le rendement en or de l'amalgamation dans les bocards s'élève en général à 70 p. 100. A Vulkoy, dans la Transylvanie, on ne retira de minerais tenant 30 gr. d'or par tonne que 25 gr. de métal précieux. *Egleston* est d'avis que l'amalgamation au bocard est un procédé imparfait et que la mouture des minerais avant le bocardage mérite la préférence, et par le fait le rendement en or dans l'arrastre est plus grand que dans le bocard.

L'amalgamation au bocard est en usage en Californie, dans le Nevada, le Colorado, le Montana, le Dakota, l'Alaska, en Australie (Victoria), dans la Nouvelle-Zélande, la Transylvanie et l'Afrique du Sud (Transvaal).

Nous allons maintenant donner quelques exemples.

Le *Homestake Mill*, au *Dakota*¹, traite des minerais quartzeux et pyriteux, desquels on extrait 4 à 5 dollars (= 20 fr. 80 à 26 fr.) par tonne, tandis qu'il en reste

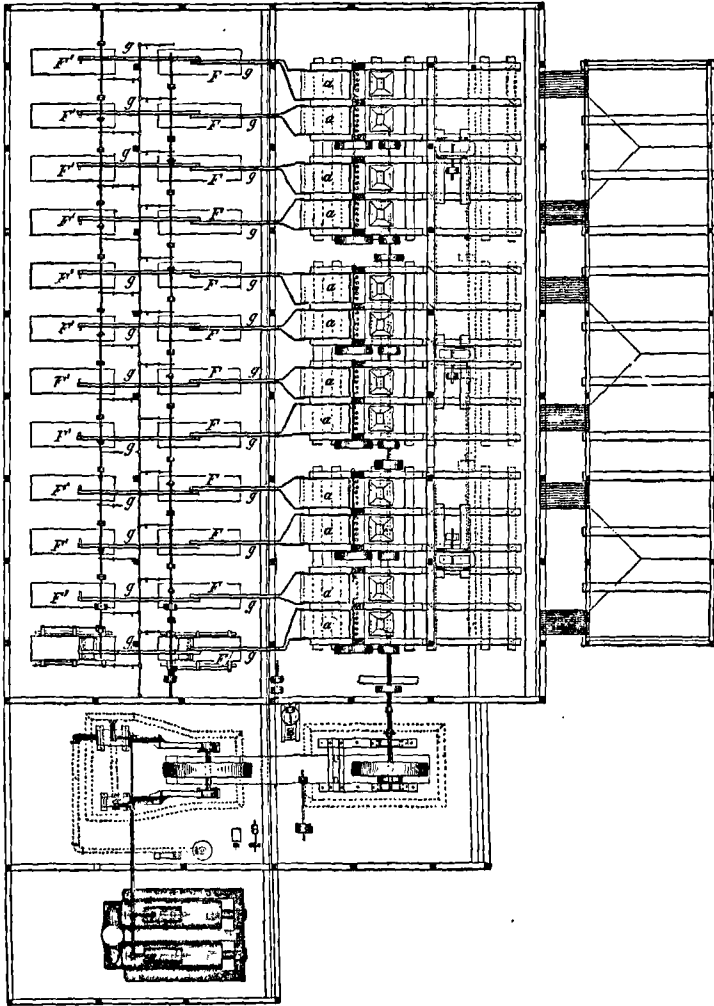


Fig. 541. — Atelier de bocardage de 60 pilons avec frue vanners ; plan.

dans les tailings 25 cents (= 1 fr. 30) avec des minerais oxydés et 2,5 à 6 dollars (= 13 fr. à 31 fr. 20) avec des minerais contenant des sulfures. Le *Homestake Mill* possède 2 bocards, dont l'un a 120 pilons, l'autre 80. Les minerais sont d'abord concassés dans des broyeurs Blake, en fragments de 0^m,038 à 0^m,044 de

¹ H. O. Hofman, *Gold Milling in the Black Hills*, *Amer. Journ. of Min. and Engin.*, Février 1889. — Egleston, *loc. cit.*, p. 459.

côté et ensuite livrés aux bocards par des alimentateurs Challenge. Le poids des pilons est de 425 kilogr. Les sabots sont en fonte, ils pèsent 70 kilogr. et durent 2 mois. Le bocard de 80 pilons est actionné par une machine à vapeur de 190 chevaux, celui de 120 pilons par une machine de 300 chevaux. Le nombre des levées des pilons est de 80 à 82 par minute, la hauteur de leur chute de 0^m,215. Les auges sont munies d'une plaque de cuivre amalgamée sur leur côté antérieur. Les tamis de décharge ont, par longueur de 0^m,0254, 8 fentes (obliques) de 0^m,0006 de largeur et de 0^m,0127 de longueur. Le rendement d'un pilon en 24 heures s'élève à 4 tonnes de minerai bocardé. On verse dans l'auge toutes les 6 heures 1,5 à 3 kilogr. de mercure. Au côté de l'auge portant le tamis de décharge, se rattache une plaque de cuivre amalgamée formée de 4 parties et ayant 3^m,048 de longueur, 1^m,371 de largeur et une pente de 0^m,609. A l'extrémité de cette plaque se trouve une auge divisée par des cloisons transversales en trois compartiments (*mercury trap*) et destinée à recueillir le mercure. Vient ensuite une rigole de 4^m,267 de longueur et de 0^m,609 de largeur, dont le fond est muni de plaques de cuivre et à l'extrémité de laquelle se trouve une autre auge pour recueillir le mercure. Enfin, de cette dernière part une nouvelle rigole longue de 15 mètres se terminant également dans une auge pour retenir le mercure et de laquelle les troubles passent dans le flux stérile. L'amalgame est retiré de l'auge du bocard 2 fois par mois, des plaques de cuivre amalgamées tous les matins, des rigoles tous les 4 jours. Le rendement en or indiqué est de 70 p. 100.

Aux *Providence Works*, près *Nevada City*, en *Californie*¹, on traite des minerais avec 5 à 6 p. 100 de sulfures. Ces minerais, préalablement concassés à l'aide de broyeur, sont bocardés dans des bocards munis de plaques de cuivre amalgamées, puis dirigés sur des plaques de cuivre amalgamées et enfin concentrés sur des frue vanners en vue de l'extraction des sulfures. Des frue vanners, les troubles passent dans le flux stérile. Les pilons pèsent chacun 375 kilogr. Les sabots sont en fonte et du poids de 62 kilogr. Les pilons font 93 à 96 levées par minute, la hauteur de leur chute est de 0^m,15 à 0^m,20.

Le rendement d'un pilon en 24 heures s'élève à 2 tonnes. Les tamis ont 20 mailles par longueur de 0^m,0254. Les plaques amalgamées sont longues de 1^m,219, elles ont la largeur de l'auge du bocard, une longueur de 0^m,3048 et une inclinaison de 0^m,0444.

De l'or extrait sous forme d'amalgame, 20 p. 100 sont obtenus dans l'auge du bocard et 80 p. 100 sur les plaques.

Les sulfures fournis par les frue vanners ne contiennent que 10 p. 100 de sable. Leur valeur en or par tonne est de 120 dollars (= 624 fr.), leur valeur en argent de 10 dollars (= 52 fr.). Ils sont soumis à un grillage chlorurant et ensuite traités par le chlore en vue de l'extraction de l'or. On traite les résidus désaurifiés par l'hyposulfite de sodium, afin d'en retirer l'argent.

Au *Sierra Buttes Mill*², *Sierra County (Californie)*, on traite, dans 2 bocards de 50 et 60 pilons, des minerais qui rendent 7,53 dollars (= 39 fr. 15) d'or libre par tonne et contiennent 0,5 p. 100 de sulfures. Le bocard de 60 pilons est actionné par une roue Pelton; chacun de ses pilons pèse 425 kilogr. Les sabots sont en acier, ils pèsent 80 kilogr. et durent 100 jours, tandis que les semelles en fonte

¹ Egleston, *loc. cit.*

² Egleston, *loc. cit.* -

ne durent que 43 jours. Les pilons font par minute 87 levées de 0^m,203. Un pilon rend en 24 heures 2,5 tonnes. Les tamis ont 20 à 30 mailles par longueur de 0^m,0254. Les auges des bocards sont pourvues de plaques de cuivre amalgamées sur leur côté antérieur, ainsi que sur leur côté postérieur.

La rigole munie de plaques de cuivre amalgamées adjacente à l'auge du bocard est longue de 5 mètres et large de 0^m,355. La longueur totale des plaques amalgamées qui se trouvent dans l'usine s'élève à 73 mètres. Des plaques, le minerai passe sur des frue vanners, en vue de l'extraction des sulfures. De l'or libre, 80 p. 100 sont extraits dans l'auge et 20 p. sur les plaques. Les sulfures ont une valeur en or de 80 à 120 dollars (= 416 à 624 fr.). Ils sont grillés et ensuite traités par le chlore.

Le *Treadwell Mill* (*Ile Douglas, dans l'Alaska*), actuellement le plus grand établissement de bocardage, traite avec 240 pilons un quartz aurifère qui contient par tonne en or libre une valeur de 5 à 6 dollars (= 26 à 31 fr.) et des sulfures.

Les batteries se composent chacune de 4 pilons et sont disposées en deux séries de 120 pilons.

Les minerais sont d'abord concassés dans des broyeurs Blake, dont 6 suffisent pour 30 batteries ou 120 pilons. Ceux-ci pèsent 450 kilogr., les sabots 70 kilogr. Les sabots et les semelles sont en acier chromé et durent 250 jours. Les pilons font par minute 90 levées de 0^m,203. Le rendement d'un pilon en 24 heures s'élève à 2,5 tonnes. Les tamis ont 35 mailles par 0^m,0254 de longueur. La pulpe de chaque batterie se décharge dans une rigole longue de 3^m,65 et large de 0^m,609, dans laquelle se trouvent 3 plaques de cuivre amalgamées. De cette rigole, elle passe dans une autre rigole beaucoup moins longue et munie d'une auge pour recueillir le mercure (*mercury trap*), puis elle se rend dans des frue vanners, où sont extraits les sulfures. Il y a deux frue vanners par batterie. Les sulfures sortant de ces appareils contiennent encore de l'or d'une valeur de 80 à 100 dollars (= 416 à 520 fr.) par tonne. Ce métal en est extrait au moyen du chlore. Le service de tout l'atelier (240 pilons) exige 30 hommes.

A *Vulkoy, dans la Transylvanie*, il y a un bocard du type californien, composé de quatre batteries de chacune 5 pilons, qui traite des quartz aurifères tenant 30 gr. d'or par tonne. Les plaques de cuivre amalgamées des auges sont placées sur le côté antérieur de celles-ci. Les trous des tamis ont un 1/2 millimètre de diamètre. La pulpe sortant des auges passe d'abord sur des plaques de cuivre amalgamées de 4^m de longueur et de 1^m,40 de largeur et arrive ensuite dans des frue vanners, où sont extraits les schlichs pyriteux. Le mercure est versé dans les auges toutes les demi-heure.

L'enlèvement de l'amalgame des plaques contenues dans les auges a lieu tous les 14 jours, celui de l'amalgame des plaques extérieures tous les matins.

De la quantité totale de l'amalgame obtenu, 75 p. 100 sont retirés des auges et 25 p. 100 des plaques qui se trouvent devant celles-ci.

La force motrice est fournie par une machine à vapeur de 35 chevaux, dont 26 sont nécessaires pour les pilons. Deux hommes suffisent pour desservir tout l'atelier. A l'époque de la présence de l'auteur à Vulkoy, on traitait par jour 35 tonnes de minerai avec un rendement de 800 gr. d'or ou d'alliage or-argent. La perte en mercure s'élevait à 1 partie pour 1 d'or avec des minerais riches, à 2 parties pour 1 d'or avec des minerais pauvres. Les sulfures étaient traités par voie sèche à Zalathna.

Amalgamation après pulvérisation des minerais.

L'amalgamation des minerais pulvérisés, ordinairement dans des bocards, plus rarement sur des arrastres, est effectuée dans des appareils extrêmement variés. On emploie des *mortiers*, des *tonneaux*, des *moulins à amalgamer*, des *chaudières (pans)*, des *plaques métalliques amalgamées* et des appareils dits *amalgamateurs* de types très-différents.

Amalgamation au mortier.

Ce procédé n'est employé que lorsqu'on n'a affaire qu'à de petites quantités de minerais ou de schlichs riches en or. Il est en usage, par exemple, dans la *Transylvanie*, aux environs d'Abrudbanya, de Vöröspotak, d'Isbita et de Kerpenyes.

On bocarde finement la roche aurifère et ensuite on la lave sur des tables à balais ou dans des sébiles, jusqu'à ce qu'elle soit suffisamment enrichie pour l'amalgamation. Elle est ensuite triturée avec du mercure dans des *mortiers en fer*, à l'aide de pilons de même métal, jusqu'à ce qu'il en résulte une pâte plastique, dans laquelle on ne puisse plus apercevoir de gouttes de mercure. Par lavage dans une sébile, on sépare maintenant l'amalgame obtenu d'avec les résidus de minerai et le mercure libre. L'amalgame est lavé avec de l'eau chaude, pétri et divisé en petits pelotons de 500 grammes, qui sont enveloppés isolément dans de la toile et dépouillé par compression du mercure en excès. L'amalgame ainsi obtenu contient 40 à 65 p. 100 d'or.

Le procédé en question ne convient pas pour le traitement de grandes quantités de minerai ou de schlichs.

Amalgamation en tonneaux rotatifs.

L'amalgamation dans des tonneaux rotatifs, comme ceux qui ont été décrits à propos de l'amalgamation des minerais d'argent, n'est que rarement pratiquée, parce que le mercure se réduit facilement en poussière dans la grande quantité des masses stériles. Elle est usitée au *Brésil*, en *Espagne*¹ et en *Sibérie*.

A *Morro Velho*, au *Brésil*², on traite pendant 24 heures avec 25 kilogr. de mercure, dans des tonneaux rotatifs, par quantités de 1/2 mètre cube, des minerais tenant 2 kilogr. d'or par mètre cube. On obtient ainsi un amalgame d'or contenant 50 p. 100 de métal précieux, et cela avec une perte en mercure égale à 1/5 du poids de l'or.

En *Sibérie*³, on amalgame en tonneaux du sable aurifère enrichi par lavage. Ce sable est moulu, grillé avec du chlorure de sodium et ensuite traité dans des tonneaux avec du mercure, de la limaille de fer et de l'acide sulfurique.

Amalgamation dans des moulins.

Ce mode d'amalgamation est en usage en Europe, surtout en *Hongrie*. Parmi les moulins à amalgamer, les plus connus sont le *moulin de Schemnitz* et l'amal-

¹ *Berg- und Hütten.-Zeitung*, 1867, p. 212.

² *Berg- und Hütt.-Zeitung*, 1880, p. 93.

³ *Berg-Geist*, 1861, n° 36.

gamateur *Laszlo*, qui n'est employé que depuis peu de temps et avec beaucoup d'avantages.

La disposition du *moulin de Schemnitz*, dont deux travaillent toujours ensemble, est mise en évidence par la figure 542. Il se compose d'une cuve en fonte et d'un coursier *c* en bois, évidé intérieurement suivant la forme d'un cône. Le coursier est suspendu dans la cuve à des bras en fer *r, r*, de façon qu'il puisse tourner ; sa face inférieure est munie de 20 dents en fer fixées radialement et plongeant dans le mercure qui se trouve sur le fond de la cuve ; il peut être mis en mouvement à l'aide de manivelles ou par l'intermédiaire d'un engrenage. Par la rigole *a*, on fait écouler la pulpe du minerai aurifère sortant du bocard dans la cavité du coursier ; de cette dernière, la pulpe se répand entre la face inférieure du coursier et le fond de la cuve ; là elle est mise en contact

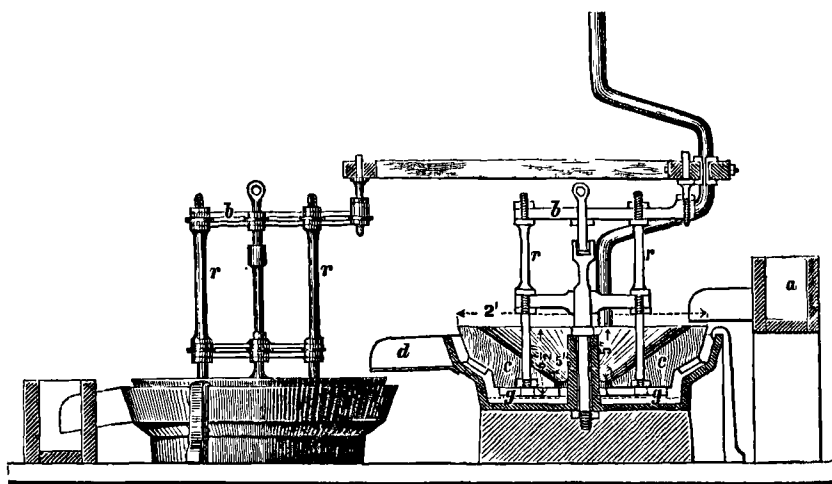


Fig. 542. — Moulin d'amalgamation de Schemnitz.

intime avec le mercure par les dents du coursier en rotation et elle sort finalement par la gouttière *d*, qui la déverse dans un second moulin, où se continue la désaurification. Le fisc hongrois, par exemple, possède, près de *Kerpenyes*, en *Transylvanie*, un grand bocard desservant 128 moulins disposés comme celui qui vient d'être décrit. Les moulins reçoivent chacun une charge de 12 kilogr. de mercure, qui est renouvelée deux fois par mois. Les coursiers font 30 rotations par minute.

La pulpe sortant des moulins à amalgamation passe sur des tables, où elle est enrichie, et le *schlich* obtenu est traité par voie sèche.

Dans le cercle de *Nagybanya*, en *Hongrie*, on retire des minerais aurifères et argentifères une partie de leur or et de leur argent en les traitant dans des moulins de Schemnitz, après les avoir finement bocardés. Chaque moulin contient de 18 à 25 kilogr. de mercure. Lorsque la pulpe du minerai a traversé deux moulins établis l'un au-dessous de l'autre, elle se rend sur des tables de construction différente, où est extrait le *schlich* qu'elle renferme. La perte en mercure s'élève à 1/2-1 partie pour 1 partie d'alliage d'or-argent. Ainsi, aux bocards de *Kreuzberg*, près de *Nagybanya*, on retira dans un mois, de 1550 quintaux métriques

ques de minerai, 1 kilogr. 957 d'or avec une perte de 1 kilogr. 9 de mercure, dans un autre mois 7545 quintaux métriques de minerai donnèrent 5 kilogr. 756 d'or avec une perte en mercure de 2 kilogr. 9.

On procède d'une manière analogue aux environs de Schennitz (Hongrie), où on désaurifie dans des moulins à amalgamation, après bocardage, des minerais de plomb aurifères et argentifères tenant 3 gr. 12 à 6 gr. 55 d'or par tonne, ainsi que des minerais d'argent avec 30 à 40 gr. d'or à la tonne.

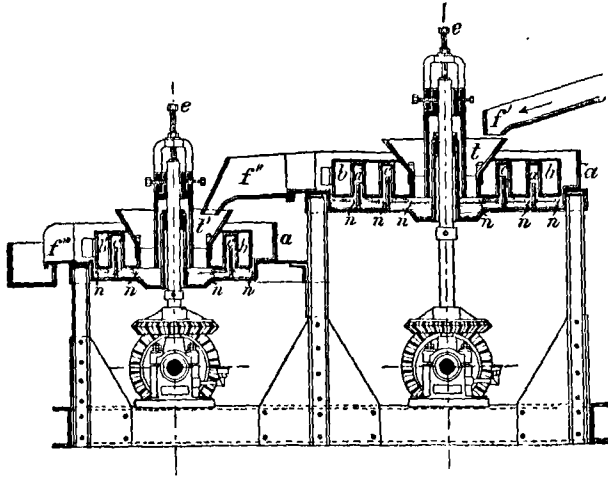


Fig. 543. — Amalgamateur Laszlo ; coupe verticale.

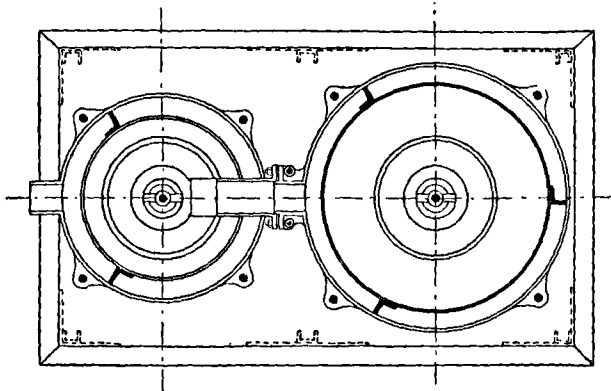


Fig. 544. — Amalgamateur Laszlo ; coupe horizontale.

L'amalgame obtenu à l'aide des moulins décrits plus hauts est filtré dans des sacs en toile pointus, afin de le débarrasser du mercure en excès, et ensuite distillé.

L'amalgamateur Laszlo, qui est construit par l'usine Gruson, à Buckau, près Magdebourg, donne un bon rendement en or et est actuellement employé avec avantage en Transylvanie (Boiscza, Ruda). Sa disposition est mise en évidence

par les figures 543 et 544. Comme dans le cas précédent, deux moulins travaillent toujours ensemble, l'inférieur, plus petit que le supérieur, servant pour l'amalgamation complémentaire et pour recueillir l'amalgame. Ces appareils se composent d'une cuvette en fonte *a*, qui est chargée de mercure; et d'un coursier en fonte *b* tournant dans la cuvette et divisé en plusieurs sections (3 dans le grand moulin et 2 dans le petit). Dans la cuvette du petit moulin est fixé un anneau en fer *c*; dans celle du grand moulin se trouvent deux anneaux semblables *c* et *d*. Ces anneaux divisent les cuvettes en un nombre correspondant de compartiments et empêchent les particules d'or à amalgamer de s'échapper de ces derniers. Afin que le mercure puisse se répandre librement dans toute la cuvette, les anneaux sont munis de fentes sur leur bord inférieur. Le coursier *b* peut être élevé et abaissé au moyen de la vis *e*. La pulpe sortant des bocards coule par la rigole *f* dans l'entonnoir *t* du coursier du premier moulin, d'où elle se répand dans le premier compartiment de la cuvette formé par l'anneau *c*, en passant entre la face inférieure du coursier et la surface du mercure. Du premier compartiment, elle passe, par dessus l'anneau *c*, dans le deuxième compartiment et de ce dernier, par dessus l'anneau *d*, dans le troisième, pour s'écouler ensuite par le déversoir *f'* dans le second moulin. Dans celui-ci, elle circule comme dans le premier moulin, avec cette différence qu'elle n'a besoin de passer qu'au-dessus d'un seul anneau (*c*).

La face inférieure du coursier est munie de dents en fer *n* disposés radialement, qui mettent les particules d'or en contact intime avec le mercure et empêchent qu'il ne s'accumule trop de schlich sur le mercure, ce qui pourrait endommager l'appareil. La périphérie du coursier est également armée de plusieurs dents analogues en forme de fer à cornières. Par suite de leur poids spécifique élevé, les particules d'or sont retenues par les anneaux *c* et *d* et ainsi forcées de séjourner aussi longtemps que possible dans l'appareil. Le nombre des rotations du coursier dépend de la nature du minerai à traiter. Le rendement d'une paire de moulins est en moyenne de 2 tonnes de minerais bocardés par 24 heures. L'amalgame est retiré tous les 10 à 30 jours.

Nous allons maintenant donner comme exemples l'extraction de l'or à la mine *Füzesd Dreifaltigkeit*, près *Boicza*, et aux usines de la *Rudaer 12 Apostel-Gewerkschaft*, près *Brad*, dans la Transylvanie.

Les minerais traités à la mine *Füzesd Dreifaltigkeit* contiennent à la fois de l'or libre et de l'or enveloppé dans de la pyrite. A l'exception des morceaux contenant l'or sous forme de gros grains, les minerais sont bocardés dans des bocards californiens. Le rendement d'un bocard est de 0,8 t. de schlich en 24 heures. La pulpe de trois bocards est dirigée dans une paire d'amalgamateurs *Laszlo*. De ceux-ci, elle passe dans un appareil destiné à recueillir le mercure et finalement, par des classeurs à caisses pointues (*Spitzkasten*), sur des tables à balais et des tables à toiles. Sur les premières tables sont séparées les pyrites aurifères; celles-ci sont soumises à la fonte plombeuse à l'usine de *Schemnitz*. Sur les tables à toiles, on obtient un schlich riche en or, qui est amalgamé dans des mortiers.

La cuvette de l'amalgamateur supérieur a 630^{mm} de diamètre, celle de l'inférieure 550^{mm}. Cette dernière est à 17^{cm} au-dessous de la première. La hauteur de chaque cuvette est de 110^{mm}. L'anneau extérieur de la cuvette supérieure est haut de 70^{mm}, l'intérieur de 40^{mm}. La hauteur de l'anneau de la cuvette inférieure est égale à 100^{mm}. La section extérieure du coursier du moulin supérieur est munie de 12 dents, la moyenne de 8 et l'extérieure de 5. Les dents sont for

mées de lames de tôle de 50mm de longueur. Les deux sections du coursier du moulin inférieur ont le même nombre de dents que les sections moyenne et intérieure du coursier du moulin supérieur. La cuvette du moulin supérieur contient dans son compartiment extérieur 45 kilogr. de mercure, dans son compartiment intérieur 20 kilogr.

Les troubles s'écoulant de trois paires de moulins se rendent dans un appareil analogue à un amalgamateur, composé d'une cuvette et d'un coursier, dans lequel sont recueillies les particules d'amalgame et de mercure entraînées. Cet appareil ne se distingue de l'amalgamateur qu'en ce que le coursier et la cuvette n'ont pas de dents.

La force motrice nécessaire pour 24 paires d'amalgamateurs et 8 appareils à recueillir le mercure s'élève à 4 chevaux. Le rendement d'une paire de moulins est de 1,7 à 2 tonnes de minerai brut en 24 heures. La perte en mercure s'élève à 30-35 gr. par tonne de minerai brut. Le rendement en or est de 75 à 80 p. 100 de la teneur des minerais.

L'amalgamateur est vidé une ou deux fois par mois. Pour retirer l'amalgame, on enlève le coursier de la cuvette, après quoi l'amalgame est extrait par puisage. Pendant que l'amalgamateur est au repos, il est nécessaire d'y faire passer de l'eau, parce que sans cela le minerai qui y est resté forme sur le fond de la cuvette un dépôt compact, qui, lorsque l'amalgamateur est remis en activité, n'est que difficilement entraîné et désaurifié.

Les minerais de la *Rudaer 12 Apostel-Gewerkschaft* ont avec l'or libre une teneur moyenne en métal précieux de 12 gr. 30 par tonne. L'or visible est gardé dans la mine et soumis à l'amalgamation dans des mortiers. Sans cet or libre, la teneur s'élève à 6 gr. 57 par tonne.

Les minerais sont pulvérisés dans plusieurs bocards, dont un est un bocard californien avec plaques de cuivre amalgamées.

La pulpe est évacuée par des tamis à mailles de 1mm ; les mailles du tamis du bocard californien n'ont que 1/2mm.

Il y a pour le bocard californien, qui se compose de 5 pilons tournant à chaque levée et pesant chacun 350 kilogr., 4 paires d'amalgamateurs Laszlo ; pour les autres bocards il y a une paire des mêmes amalgamateurs par chaque batterie de trois pilons. Des pilons de ces derniers bocards, les uns sont en fer et tournent à chaque levée, les autres sont en bois, ils pèsent chacun 150 kilogr. Le rendement d'un pilon en 24 heures est de 0,6 à 0,8 t. pour le bocard californien et de 1 à 1,7 t. pour les autres. Au-dessous de chaque paire d'amalgamateurs Laszlo se trouvent deux appareils pour recueillir le mercure, l'un étant placé au-dessous de l'autre.

La quantité de minerai qui peut être passée en 24 heures dans un amalgamateur Laszlo s'élève à 3-3,5 tonnes. La consommation du mercure oscille entre 13 et 45 gr. par tonne de minerai brut. Le rendement en or dans cet appareil est de 55 p. 100.

Les résidus sont désaurifiés dans des chaudières américaines (*pans*) ou traités pour schlichs pyriteux sur des tables de Bifharz et des tables à balais. Les schlichs sont soumis à l'emplombage à l'usine de Schemnitz.

Un amalgamateur reposant sur les mêmes principes que celui de Laszlo, mais non encore suffisamment éprouvé par la pratique, a été imaginé récemment par *Piccard*. Cet appareil se compose de quatre cuvettes superposées, dont la supérieure et la troisième tournent, tandis que la deuxième et l'inférieure sont

fixes. La cuvette supérieure est en bois, les trois autres en fonte. Le fond et les parois latérales de la cuvette supérieure sont armés de dents en tôle ; le fond et les parois externes de la deuxième et de la troisième cuvette et la paroi interne seulement de la quatrième sont de leur côté munis de nervures en spirale. La pulpe est chargée dans la cuvette supérieure, elle s'écoule par le centre de celle-ci dans la seconde cuvette, puis passant par-dessus le bord de cette dernière elle tombe dans la troisième cuvette, de laquelle elle passe dans un cylindre central armé extérieurement de côtes hélicoïdales et tombe ensuite par l'ouverture dont le fond de ce dernier est muni dans la cuvette inférieure, par dessus le bord de laquelle elle s'écoule.

L'amalgamateur en question est en usage dans une usine près de *Boicza*, dans la *Transylvanie*, mais on ne possède actuellement aucune indication sur les résultats qu'il fournit.

Amalgamation en chaudières.

Ce procédé n'est qu'assez rarement employé. Les chaudières (ou *pans*) offrent la même disposition que celles qui ont été décrites à propos de l'amalgamation des minerais d'argent.

A l'*Idaho Mill*, près *Grass Valley*, en Californie, on traite dans les chaudières de Knox, décrites précédemment (p. 622), l'écume sablonneuse (*skimmings*) provenant du nettoyage de la surface du mercure dans les amalgamateurs Atwood. Cette écume se compose d'amalgame d'or et de schlichs aurifères. Les chaudières de Knox sont en fonte ; elles ont supérieurement 1^m,270 de diamètre et inférieurement 1^m,193, et sont hautes de 0^m,355.

Une charge s'élève à 50-60 kilogr. d'amalgame impur. Outre de l'eau, on ajoute 5 à 7 kilogr. de mercure. On triture pendant trois heures, le muller étant abaissé, puis on ajoute encore 2 à 3 kilogr. de mercure et une certaine quantité de substances chimiques (salpêtre, sel ammoniac, sulfate de cuivre), on introduit de la vapeur sous le fond de la chaudière, on relève le muller et on le fait tourner pendant trois autres heures. On ajoute ensuite de l'eau, de façon à remplir la chaudière et, après avoir laissé tourner le muller pendant une demi-heure encore, on ouvre l'orifice d'écoulement supérieur de la chaudière, afin d'évacuer les *tailings*. Ceux-ci sont éliminés de cette manière deux fois par jour. L'amalgame n'est retiré de la chaudière que deux fois par semaine.

L'amalgamation en chaudières d'après le système *Boss*, décrit page 631, est en usage au *Jay Gould Mill*, près *Gould* (Montana)¹. Le minerai traité dans cette usine est un quartz à grains fins imprégné d'argile, dans lequel se trouve 1 partie d'or pour 1 partie d'argent. Le minerai est finement pulvérisé dans un bocard californien humide et ensuite chargé dans les *grinding pans* de *Boss* (voy. p. 631), qui ont un diamètre de 1^m,066. De ces pans, la pulpe du minerai passe dans deux autres appareils semblables, ayant chacun 1^m,524 de diamètre et 0^m,762 de profondeur. En 24 heures, on ajoute 5 kilogr. de mercure et 100 kilogr. de sel (c'est-à-dire 4 à 8 kilogr. par tonne de minerai), ainsi qu'une certaine quantité de chaux. La pulpe est ensuite envoyée dans les chaudières à amalgamation, dont les mullers font 68 rotations par minute. Lorsque la pulpe a passé successivement par quatre de ces chaudières, elle se rend dans les *settlers*, dont les agitateurs exécutent 16 rotations par minute. Après avoir traversé trois *settlers*, elle est amenée sur des *frue vanners*, en vue de l'extraction des sulfures qu'elle contient encore.

¹ Egleston, *Silver, Gold and Mercury*, t. II, p. 548.

La perte en mercure indiquée est de 125 à 250 gr. par tonne de minerai. Du poids total de l'or et de l'argent, on retire 73 p. 100 dans la chaudière et 5 p. 100 sur les frue vanners.

Amalgamation à l'aide de plaques métalliques amalgamées.

Comme on l'a déjà dit précédemment, ce procédé est généralement combiné avec l'amalgamation au bocard. Mais il y a des cas dans lesquels l'amalgamation dans les auges du bocard est si peu importante, qu'on en fait complètement abstraction et qu'on n'extrait l'or libre que sur des plaques amalgamées, tandis qu'on enrichit sur des frue vanners les pyrites cuprifères contenues dans les minerais. Ce cas se présente, par exemple, pour les minerais du *Drumlummon Mill*, près

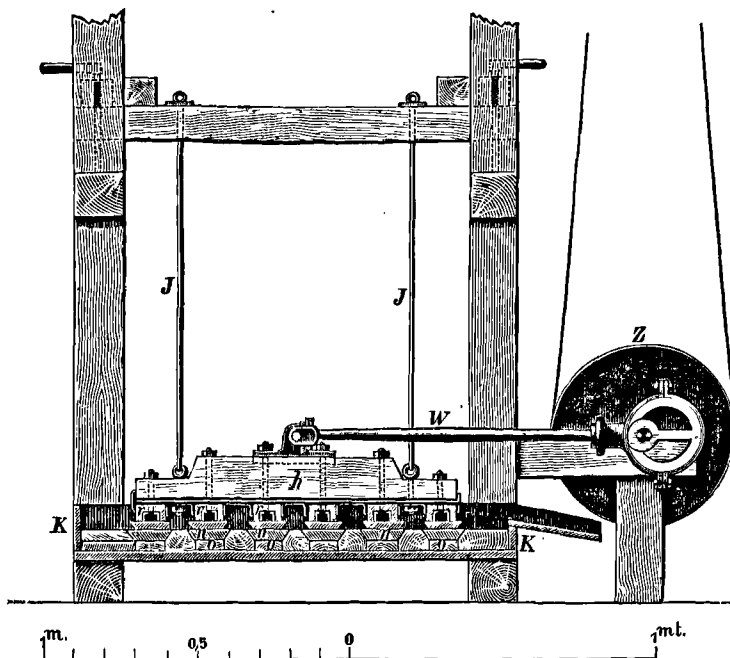


Fig. 545. — Frottoir Eureka (Eureka-rubber) de l'Idaho Mill (Grass Valley, Californie), pour l'amalgamation des minerais d'or au moyen de plaques amalgamées.

Marysville (Montana). L'installation se compose d'un bocard californien de 60 pilons, de broyeurs, de plaques de cuivre amalgamées et de frue vanners. On obtient la majeure partie de l'amalgame sur les plaques amalgamées et dans les rigoles munies de plaques également amalgamées, qui conduisent les troubles aux frue vanners. On retire encore une certaine quantité d'amalgame sur ces derniers appareils, ainsi que dans les rigoles établies au-dessous des frue vanners et munies de tasseaux transversaux pour retenir le mercure.

Les tailings ne retiennent que 20 p. 100 de la teneur en or des minerais. Les schlichs des sulfures (pyrites de fer et de cuivre aurifères et argentifères) ont une

valeur de 800 à 1000 dollars (= 4160 à 5200 fr.) par tonne. Ils sont vendus à des fonderies, qui les traitent par voie sèche ¹.

Un dispositif basé sur l'amalgamation à l'aide de plaques de cuivre amalgamées, qui n'est cependant employé que comme *appareil accessoire* dans l'amalgamation des minerais d'or, est en activité à l'*Idaho Mill*, près *Grass Valley*, en Californie. Cet appareil, appelé *Eureka-rubber* — frottoir Eureka, sert à donner une surface brillante à l'or recouvert de substances étrangères (à l'or dit *rusty gold* — or rouillé), en enlevant celles-ci par frottement, à le débarrasser des enduits argileux et limoneux, et finalement à amalgamer le métal ainsi traité.

L'*Eureka-rubber*, qui est représenté par la figure 543, se compose d'une caisse en fonte K, dans laquelle se meut un système de frottoirs. La caisse est pourvue d'un deuxième fond formé de blocs de bois et de plaques de fonte n, placés alternativement et reposant sur des tasseaux en bois o. Le fond offre par conséquent une surface formée alternativement de bandes de bois et de bandes de fer. Au-dessus de cette surface, est suspendu un châssis en bois h, dans lequel est fixé un certain nombre de frottoirs en bois r, dont la face inférieure est munie de sabots en fonte. A ces derniers, ainsi qu'aux frottoirs en bois, sont fixées des plaques de cuivre amalgamées. Les frottoirs et avec eux les sabots peuvent être élevés et abaissés à l'aide des tiges J, J. Le mouvement de va-et-vient du châssis et des frottoirs est produit au moyen de la poulie à excentrique Z, par l'intermédiaire de la bielle W. Le châssis fait 55 courses par seconde. Il y a un *Eureka-rubber* pour 5 pilons. On dirige dans l'appareil aussi bien les troubles s'écoulant de tables à toiles que ceux qui proviennent d'amalgamateurs particuliers (amalgamateur d'Atwood). L'or contenu dans ces produits est dépouillé des matières adhérentes à sa surface par le frottement qu'il subit dans le rubber et il reste attaché aux plaques de cuivre amalgamées. Les troubles sortant de l'appareil traversent encore une série de rigoles, larges de 0^m,762, revêtues de plaques de cuivre amalgamées, dans lesquelles est retenu le reste de l'or libre, et ils passent ensuite dans des appareils de préparation mécanique, où sont extraits les sulfures.

Amalgamation à l'aide des appareils dits amalgamateurs.

Parmi les autres appareils d'amalgamation, qui sont désignés sous le nom d'*amalgamateurs*, il en a été imaginé un grand nombre. Cependant, il y en a relativement peu qui aient été l'objet d'un emploi suivi. Nous ne nous occupons donc dans ce qui va suivre que des plus importants.

L'*amalgamateur Atwood* est employé avec beaucoup d'avantage à l'*Idaho Mill*, près *Grass Valley*, en Californie.

Sa disposition est mise en évidence par les figures 546 et 547. C'est une caisse en bois inclinée longue de 1^m,219, large de 0^m,533 et profonde de 0^m,355, avec une inclinaison de 0^m,076 par 0^m,3048. Dans son fond se trouvent deux auges en bois t, t, de 0^m,335 de largeur, 0^m,134 de profondeur et 0^m,482 de longueur, et qui contiennent chacune 170 à 200 kilogr. de mercure. Au-dessus de chaque auge, est établi un cylindre horizontal rotatif c de 0^m,203 de diamètre et 0^m,437 de longueur. Sur la périphérie du cylindre sont fixées perpendiculairement à son axe des tiges de fer rondes de 0^m,076 de longueur et 0^m,019 de diamètre, et légèrement recourbées à leur extrémité libre. Ces tiges atteignent presque la surface

¹ Egleston, *loc. cit.*, p. 542.

du mercure contenu dans les auges. Les deux cylindres sont distants l'un de l'autre de 0^m,914. Au fond de la cuve, entre les deux auges, se trouve une rainure dentée (*riffle*), qui est remplie de mercure. On déverse dans l'alimentateur le minerai bocardé à amalgamer. Celui-ci provient de tables à toiles, sur lesquelles il a été concentré après bocardage dans des bocards californiens. Le

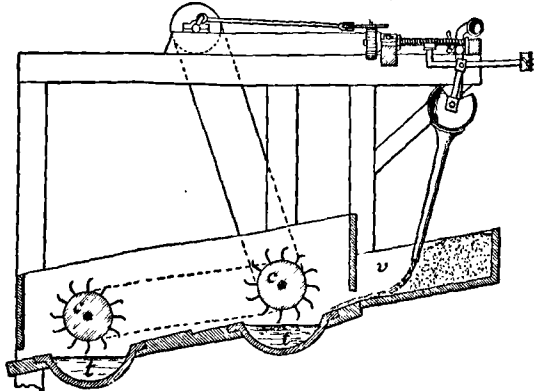


Fig. 546. — Amalgamateur Atwood ; coupe verticale.

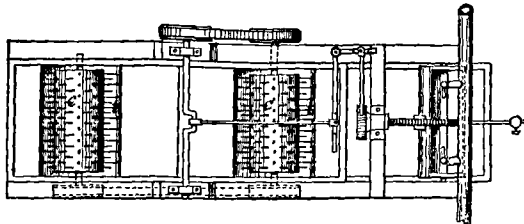


Fig. 547. — Amalgamateur Atwood ; vue supérieure.

schlich aurifère est introduit uniformément dans l'amalgamateur au moyen d'un courant d'eau à 40-50°, s'échappant d'un tube et dont l'écoulement est réglé avec soin au moyen d'un dispositif particulier établi au-dessus du tube. Les cylindres font 60 rotations par minute.

Les parties légères des schlichs sont maintenues au-dessus du mercure par les tiges fixées sur les cylindres, tandis que l'or qu'ils renferment s'enfonce dans le mercure. Les parties légères et les sulfures aurifères s'écoulent avec l'eau à l'extrémité inférieure de l'amalgamateur et se rendent par 2 rigoles, munies de plaques de cuivre amalgamées ondulées, dans l'*Eureka-rubber* décrit précédemment. Pour que l'action des amalgamateurs soit efficace, il est indispensable que la surface du mercure soit toujours maintenue brillante. Dès qu'elle a perdu son brillant, on le lui restitue en enlevant l'enduit écumeux (*skimmings*) qui la recouvre. On obtient ainsi une quantité assez grande de masses écumeuses, qui sont, comme on l'a dit précédemment, traitées dans la chaudière de Knox (voy. p. 742).

L'amalgame est retiré des auges et des *riffles* toutes les semaines. Dans ce but,

on puise d'abord le mercure et ensuite on enlève avec précaution l'amalgame resté sur le fond. On extrait 90 à 95 p. 100 de l'amalgame de la première auge et le reste des *riffles* et de l'auge inférieure.

A l'*Idaho Mill*, ce mode d'amalgamation est employé en combinaison avec l'amalgamation complémentaire dans des *Eureka-rubbers*. Les minerais sont des quartz aurifères, dont la teneur en or a, d'après *Egleston*, oscillé dans ces dix dernières années, entre 12 et 20 dollars (= 62 f. 40 et 100 f. 40) par tonne.

Les minerais sont d'abord passés dans des bocards californiens. La pulpe est amenée sur des tables (*blanket-slucies*), sur lesquelles reposent des couvertures de laine grossière (*blankets*) simplement étendues. Les parties lourdes (or et sulfures aurifères) restent sur les tables, tandis que les parties légères sont amenées aux *Eureka-rubbers*. Les toiles sont lavées à de courts intervalles dans des tonneaux (les toiles supérieures toutes les 10 minutes, les inférieures toutes les 2 heures) et ainsi dépouillées des particules lourdes de minerai qui s'y sont déposées. La portion de minerai ainsi séparée (10 à 12 p. 100 du minerai bocardé) est traitée, comme il a été dit, dans des amalgamateurs *Atwood*.

Les troubles s'écoulant des amalgamateurs, de même que ceux des tables à toiles, sont envoyés dans les *Eureka-rubbers*.

Les troubles sortant de ces derniers se rendent sur des plaques amalgamées et ensuite, en vue de l'extraction des sulfures, dans des appareils à concentration *round bluddles* de *Paine* et *Stevens* et *tossing-tubs*.

L'écume recueillie lors du nettoyage du mercure contenu dans les amalgamateur et les *riffles* est, comme on l'a dit, traitée dans des chaudières *Knox*.

Les sulfures sont, après grillage, soumis à la chloruration.

De la quantité totale de l'or extrait par l'amalgamation 65,5 p. 100 sont obtenus dans les amalgamateurs, 2 p. 100 dans les *riffles* (ou les rainures dentées), 26 p. 100 dans les chaudières *Knox*, 4,5 p. 100 dans les *Eureka-rubbers* et 2 p. 100 dans les rigoles munies de plaques de cuivre amalgamées.

De l'or libre contenu dans les minerais on retire 75 p. 100, de l'or renfermé dans les sulfures 9,5 p. 100. La valeur des sulfures est de 80 dollars (= 416 fr.) la tonne.

L'*amalgamateur de Paul*¹ est une auge en tôle galvanisée avec parois latérales droites et fond cylindrique. Une hélice munie de plaques de cuivre amalgamées, faisant 70 à 100 rotations par minute, sert d'agitateur. Le mercure nécessaire se trouve au fond de l'appareil.

L'*amalgamateur de Crosby*² est une cuve en bois avec fond conique. Le tiers de sa capacité est rempli de minerai, qui au moyen d'un agitateur est mélangé avec le mercure versé par une pomme d'arrosoir.

Lorsque le mercure a atteint un niveau déterminé, il s'écoule par une ouverture dont le vase est muni et se rend par un filtre dans une écuelle revêtue de cuir, que l'on plonge dans une solution de cyanure de potassium. Celle-ci enlève au mercure les corps gras et autres matières qui le souillent, après quoi il est réintroduit dans l'appareil. Après une amalgamation de 4 heures, l'amalgame est séparé de la pulpe de minerai.

L'auteur ignore si ces deux appareils ont été l'objet d'un emploi suivi.

Il a été imaginé différents amalgamateurs basés sur l'*ascension des minerais*

¹ *Berg- und Hütten.-Zeitung*, 1872, p. 382 ; 1875, p. 91 ; 1878, p. 314.

² *Berg- und Hütten.-Zeitung*, 1874, p. 12 ; 1876, p. 275.

*aurifères dans une colonne de mercure*¹, sans que cependant ces dispositifs aient été jusqu'à présent l'objet d'une application en grand. L'appareil de *Thenot* fondé sur ce principe, mais qui jusqu'à ce jour est aussi resté sans emploi, se compose d'une série de vases en fonte placés les uns derrière les autres, le fond du vase postérieur étant toujours en communication, au moyen d'un tube, avec la partie supérieure du vase antérieur. Ces vases sont remplis de mercure jusqu'à un certain niveau. Au moyen d'une colonne d'eau ou de la colonne de pulpe de minerai, celle-ci est refoulée à travers le mercure contenu dans les différents vases, qu'elle traverse ainsi l'un après l'autre. La pression est réglée à l'aide d'une soupape, adaptée au tube abducteur du dernier vase.

On a également imaginé différents amalgamateurs basés sur la *force centrifuge*; tel est, par exemple, celui de *W. A. Howard*, de Brisbane (Queensland), en Australie. (Patente du 17 déc. 1892.)

Procédé Désignolle.

Le procédé Désignolle (voy. *Métallurgie de l'argent*, p. 659) s'est montré tout aussi peu convenable pour l'extraction de l'or que pour celle de l'argent.

Traitement de l'amalgame d'or.

Le traitement de l'amalgame d'or est effectué de la même manière que celui de l'amalgame d'argent. L'amalgame est ordinairement suffisamment pur pour qu'après avoir été séparé par filtration du mercure en excès on puisse le distiller sans aucune autre préparation. Celui que l'on obtient sur les plaques amalgamées est si épais qu'on peut, en y ajoutant simplement un peu de mercure, le transformer en balles. Aux États-Unis, on traite l'amalgame très-impur dans des *chaudières de Knox*, de la même façon que l'amalgame d'argent impur. Il est ensuite lavé avec du mercure dans des écuelles et filtré.

L'amalgame ainsi traité est *distillé* de la même manière que l'amalgame d'argent.

Aux États-Unis, on emploie pour la distillation des *cylindres horizontaux en fonte*, ainsi que des *creusets* de même matière.

Les *cylindres horizontaux* ont déjà été décrits précédemment (p. 660): Ils ont une longueur de 0^m,914 à 1^m,249 et un diamètre de 0^m,304. Le four et les récipients sont disposés comme ceux dont on se sert pour la distillation de l'amalgame d'argent. La charge des cylindres est de 100 à 600 kilogr. d'amalgame. On élève graduellement la température jusqu'au point d'ébullition du mercure et on la tient à ce point pendant 2 heures environ; on chauffe ensuite au rouge sombre pendant 1 heure, puis on laisse refroidir pendant 4 à 6 heures, après quoi on retire l'or de la cornue. Il faut pour distiller 500 kilogr. d'amalgame 1/6 à 1/2 corde de bois (1 corde = 128 pieds cubes anglais ou 3 m. cub. 584).

Une cornue supporte 100 à 300 charges. La *perte en mercure* est très-faible. Elle s'élève par tonne d'amalgame à 500-1250 gr. L'or ainsi obtenu a, en *Californie*, une *teneur en fin* de 600 à 850 millièmes. Il est fondu dans des creusets avec du salpêtre et du carbonate de sodium.

¹ Patentes allemandes n° 8306 de Ball, n° 11294 de Tichenor, de Stevenot, *Oesterr. Zeitschrift*, 1879, p. 248. -

Dans les *petites usines à or des Etats-Unis*, on emploie aussi pour la distillation des *creusets* de la forme représentée par la figure 548. Ces creusets sont en fonte ; leur bord est dressé sur le tour, ainsi que la face inférieure du bord de

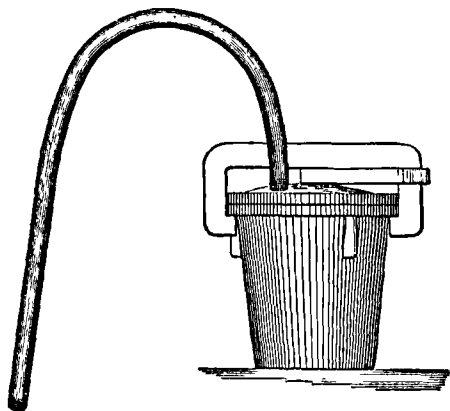


Fig. 548. — Creuset pour la distillation de l'amalgame d'or (Etats-Unis).

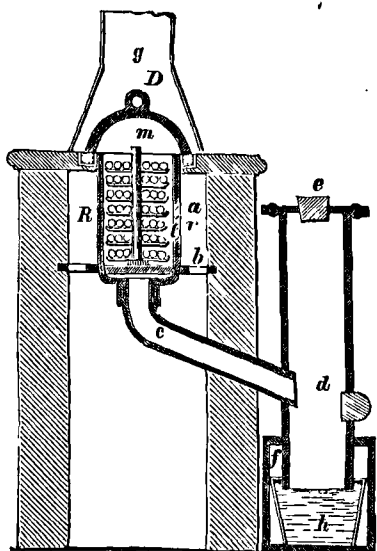


Fig. 549. — Cornue verticale pour la distillation de l'amalgame d'or (Hongrie).

leur couvercle. Leur capacité est extrêmement variée ; ils peuvent contenir depuis 4,5 jusqu'à 62 kilogr. d'amalgame. Les très-grands creusets pour 62 kilogr. ont un diamètre de 0^m,203 supérieurement et de 0^m,152 inférieurement, leur hauteur est égale à 0^m,3048 ; le diamètre des plus petits (pour 4,5 kilogr.) est égal à 0^m,099 supérieurement et 0^m,079 inférieurement, et ils sont hauts de 0^m,107.

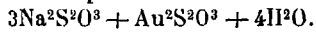
La figure 549 représente une *cornue* en usage en *Hongrie*. C'est un cylindre vertical *a* de 22^{cm} de diamètre intérieur et 37^{cm} de hauteur, qui repose sur la

grille *b* et se rétrécit inférieurement en un ajutage de 7^{cm} de diamètre, dans lequel est placée l'extrémité du tube *c*. Le four R est haut de 1^m,30 et large de 50^{cm} et il est fermé supérieurement par une plaque de fonte. L'amalgame à distiller est déposé sur des assiettes en tôle *t*, fixées par leur centre à la tige de fer *m*. Un couvercle en forme de cloche D ferme l'extrémité supérieure de la cornue. Le combustible (charbon de bois) est entassé dans l'espace *r* autour de la cornue. Les gaz de la combustion sortent par la cheminée *g*. Les vapeurs de mercure se rendent, par le tube *c*, dans le tuyau en fonte *d*, de 17^{cm} de diamètre et fermé supérieurement par un bouchon *e*, et se condensent dans la caisse *h*, remplie d'eau. La distillation dure 4 heures.

B. — Extraction de l'or par dissolution aqueuse.

Pour faire passer l'or des minerais proprement dits de ce métal sous la forme de solutions aqueuses et le précipiter de celles-ci, deux procédés sont jusqu'à présent employés : dans l'un, l'or est converti en une *solution de chlorure d'or*, dans l'autre en une *solution de cyanure de potassium et d'or*. Ces deux procédés sont appelés, d'après les noms de leurs inventeurs, le premier *procédé Plattner*, le second *procédé Mac Arthur-Forrest*.

La dissolution de l'or au moyen des solutions des hyposulfites de sodium, de calcium ou de sodium et de cuivre, n'est usitée que lorsqu'il s'agit de *minerais d'argent* contenant des *quantités d'or relativement faibles*. Dans ce cas, l'or forme des sels doubles, par exemple :



(D'après *Russel*, 1000 c. c. d'une solution d'hyposulfite de sodium à des degrés de concentration les plus différents dissolvent 0^{gr},002 d'or.)

Le *procédé Plattner* peut être employé dans un grand nombre des cas où l'amalgamation donne de mauvais résultats, surtout pour les minerais pyriteux. Le *procédé Mac Arthur-Forrest*, qui ne date que de quelques années, convient principalement, d'après les résultats obtenus jusqu'à présent, pour les minerais qui, suivant l'expression américaine, sont *free milling*, c'est-à-dire qui cèdent facilement l'or au mercure et le renferment dans un état de division très-grande. Il est aussi applicable aux minerais d'or pyriteux, mais, d'après ce que l'on sait actuellement, pas avec le même avantage que le procédé Plattner. Il y a cependant des minerais auxquels ni l'amalgamation, ni la chloruration, ni la dissolution de l'or sous forme de cyanure de potassium et d'or ne sont avantageusement applicables, de sorte qu'un vaste champ reste encore ici ouvert aux recherches des métallurgistes.

Procédé Plattner.

Ce procédé consiste à faire agir du *chlore gazeux* sur les minerais d'or humides, à dissoudre par l'eau le *chlorure d'or* ainsi formé et à *précipiter l'or à l'état métallique* de la solution de chlorure d'or au moyen du *sulfate ferreux*, du *charbon de bois*, de l'*hydrogène sulfuré* ou de *sulfures métalliques*.

Il a été proposé par *Plattner*, en 1848, pour l'extraction de l'or des pyrites arsénicales grillées de l'usine de Reichenstein, en Silésie, et en 1858 il a été introduit (par *Deetken*) à Grass Valley, en Californie. Depuis l'année 1863, il a acquis une grande importance dans les districts aurifères des Etats-Unis et y a

subi de nombreuses modifications relativement aux appareils et au mode de production du chlore. De l'Amérique, il est passé en Australie et dans le Sud de l'Afrique. Il est aussi en usage en Autriche-Hongrie.

Un grand nombre de minerais, desquels le *mercure* n'extrait pas l'or peuvent être traités avec avantage par le procédé Plattner. Telles sont, en première ligne, les *pyrites* qui contiennent enveloppé dans leur masse l'or extrêmement divisé. Cependant, il y a aussi un grand nombre de minerais (même des *pyrites*) desquels l'or ne peut pas être extrait complètement par le chlore.

La chloruration des minerais d'or exige que ceux-ci ne renferment pas de corps attaquables par le chlore, que l'or y soit extrêmement divisé et qu'ils ne contiennent pas de corps enveloppant les particules d'or et les rendant par suite inaccessibles à l'action du chlore ; il est, en outre, indispensable d'employer du chlore pur, exempt surtout d'acide chlorhydrique.

Comme le chlore attaque les *arséniures*, *antimoniures* et *sulfures métalliques*, les minerais qui renferment ces corps doivent, avant la chloruration, être soumis à un grillage oxydant, afin d'éliminer le soufre, l'arsenic et l'antimoine et de convertir les métaux en oxydes. Aux minerais soumis à ce grillage, on ajoute ordinairement une certaine quantité de *chlorure de sodium*, afin de transformer en chlorures pendant le grillage lui-même les corps qui, lors de la chloruration pourraient donner naissance à des chlorures métalliques, et cela dans le but de diminuer la consommation de chlore libre lors du traitement ultérieur par ce gaz.

On grille aussi, avant la chloruration, un grand nombre de minerais, afin de les désagréger et de rendre ainsi les particules d'or plus accessibles à l'action du chlore.

L'argent contenu dans les minerais est transformé en *chlorure*, qui enveloppe les particules d'or et rend par suite leur chloruration difficile. C'est pour cela que l'opération marche bien mieux en l'absence d'argent. Des particules d'or sont aussi enveloppées par des grumeaux des masses grillées et ainsi soustraites à la chloruration. Lors du grillage, il faut donc éviter autant que possible toute agglomération.

Si l'or ne se trouve pas dans un état de très-grande division, sa chloruration marche trop lentement. Les minerais qui le contiennent sous forme de gros grains ne conviennent pas, par conséquent, pour le procédé Plattner.

Si le chlore renferme de l'acide chlorhydrique, ce dernier réagit sur les sulfures métalliques qui peuvent encore être présents et dégage de l'hydrogène sulfuré. Par ce dernier, le *chlorure d'or* déjà formé est converti en *sulfure*, qui ne peut pas être dissous par lixiviation. L'acide chlorhydrique dissout aussi des oxydes métalliques.

Le chlore nécessaire pour la chloruration est produit soit avec du peroxyde de manganèse, du chlorure de sodium et de l'acide sulfurique, soit avec du *chlorure de chaux* et de l'acide sulfurique. Dans le premier cas, on le prépare dans des appareils à chlore particuliers, dans le second, dans les vases à chloruration mêmes. La chloruration a été aussi quelquefois opérée sous pression, sans que cependant on ait obtenu de meilleurs résultats que sans pression.

Les appareils dans lesquels est effectuée la chloruration consistent en vases de grès vernissés, quand on opère sur une très petite échelle, comme cela avait lieu autrefois à Reichenstein, en Silésie, et comme on le fait encore actuellement de temps en temps à Freiberg, tandis que lorsque l'opération est pratiquée sur une

grande échelle, comme c'est le cas, par exemple, aux Etats-Unis de l'Amérique du Nord et en Australie, on se sert de *cuves en bois goudronnées à double fond* ou de *tonneaux rotatifs en bois ou en fer avec revêtement de plomb*.

C'est en *Californie* que le procédé Plattner est le plus répandu. Dans les minerais de cette contrée, une grande partie de l'or se trouve dans un état tel qu'elle peut être extraite par le mercure. Une autre partie est enfermée dans des *sulfures* (pyrite de fer avec cuivre pyriteux et pyrite arsénicale) et se soustrait à l'action du mercure. Cette partie de l'or est extraite par *chloruration*. Comme on l'a dit précédemment, on commence ordinairement par amalgamer les minerais dans des bocards et sur des plaques de cuivre et on envoie les résidus (*tailings*) sur des tables à secousses américaines, dites *frue vanners*, afin d'en extraire les sulfures. Les *sulfures (concentrés)* sont traités par le procédé Plattner.

Ces sulfures ne forment habituellement que 1,5 à 2 p. 100 du poids des minerais ; ce n'est qu'exceptionnellement qu'ils atteignent 7 à 10 p. 100 de ce poids. Leur teneur en or s'élève en grande moyenne à 40-100 dollars (= 208-520 fr.) par tonne. Les *schlichs pyriteux* ou *concentrés* que l'on obtient par lavage des résidus de l'amalgamation ou *tailings* offrent la composition suivante :

	I. Eureka and Idaho Mines, Grass Valley.	II. Washington Mine, Maripoza County.	III. Black Bear Mine, Klamath County.
Cuivre.	0,85	—	—
Plomb.	0,78	1,50	—
Or.	0,02743	0,00914	0,0137
Argent	0,0068	0,0033	0,0030
Zinc.	—	1,34	—
Fer	40,65	30,85	42,05
Arsenic	traces	—	21,25
Soufre.	32,80	31,33	25,10
Silicium.	12,64	33,30	10,35
Aluminium.	0,10	—	0,85
Magnésium.	3,50	—	—
Oxygène et perte.	8,65	1,67	0,38

Le procédé Plattner est rarement appliqué directement aux minerais, sans amalgamation préalable de ceux-ci et concentration des sulfures ; il est employé sans ces traitements préliminaires, par exemple, au *Mount Morgan, dans le Queensland* (Australie).

D'après ce qui précède, nous avons à examiner dans le procédé par chloruration :

1. Le grillage des minerais.
2. La chloruration de l'or et la dissolution du chlorure d'or.
3. L'extraction de l'or de cette dissolution.

Si les minerais sont *argentifères*, l'argent reste dans les *résidus* (parce que le chlorure d'argent est insoluble dans le chlore). Dans ce cas, on extrait l'argent des résidus désaurifiés au moyen des *hyposulfites*.

Grillage des minerais.

Le grillage a pour but de *rendre l'or libre* et de transformer les *métaux*, l'or et

l'argent exceptés, en *oxydes*, qui ne sont que peu attaqués par le chlore. Dans beaucoup de cas, par exemple, lorsque l'or est enfermé dans de l'hématite brune, le grillage a seulement pour objet de mettre l'or en liberté par expulsion de l'eau et désagrégation du minéral.

L'arsenic, l'antimoine et le soufre doivent être éliminés aussi complètement que possible par le grillage. En outre, le *minéral grillé ne doit pas contenir de sels solubles* (sulfate ferreux et protochlorure de fer), parce que ceux-ci précipitent de l'or de la solution de chlorure d'or formée lors de la chloruration. La chaux et la magnésie ne sont nuisibles que parce qu'elles absorbent du chlore lors du traitement par ce gaz et augmentent ainsi la consommation de chlore. Le plomb absorbe également du chlore pendant la chloruration.

Lorsqu'on a affaire à des minerais renfermant de la *chaux*, de la *magnésie* et du *plomb*, on ajoute du *chlorure de sodium* à la fin du grillage, afin de transformer les corps en question en chlorures, de façon que, lors de la chloruration, le chlore libre ne puisse plus agir sur eux. Pendant le grillage, le plomb est en partie transformé en sulfate, sel qui avec le chlorure de sodium se convertit en sulfate de sodium et chlorure ou oxychlorure de plomb (dans le cas de la présence d'oxyde de plomb). Autrement, le plomb serait, lors de la chloruration, transformé en oxychlorure par le chlore libre.

Lorsqu'on ajoute du *chlorure de sodium*, il ne faut pas tenir la température trop haut, afin d'éviter la volatilisation du chlorure d'or qui a pu se former. Le bichlorure de cuivre favorisant beaucoup la volatilisation de l'or, on ne doit, si les minerais renferment du cuivre, ajouter le chlorure de sodium que lorsque ce dernier métal a été entièrement transformé en bioxyde.

D'après Egleston¹, la perte en or par volatilisation de celui-ci sous la forme d'une combinaison chlorée peut, lors du grillage chlorurant, s'élever à 40-90 p. 100 de la teneur des minerais, suivant le degré de la température et la durée du grillage. Elle atteint son maximum dans le cas de la présence de bichlorure de cuivre, ce sel, comme il vient d'être dit, provoquant la volatilisation de l'or.

D'après les expériences d'Egleston², des minerais d'or cuprifères grillés avec 3 p. 100 seulement de chlorure de sodium perdirent les quantités suivantes de métal précieux.

Nos des charges	Teneur en or avant le grillage chlorurant	Teneur en or après le grillage chlorurant	Perte en or p. 100
Grillage en fours à réverbère.			
2	0,916	0,426	53,5
4	0,262	0,150	42,8
5	0,538	0,075	86,1
6	0,650	0,075	88,5
Grillage en fours à moules.			
1	0,700	0,050	93,0
2	0,525	0,075	85,7
3	0,650	0,065	90,0

¹ *Trans. Amer. Inst. Min. Eng.*, t. XIX, p. 339.

² *Ibid.*, t. XIV, p. 336.

A 100°, l'or n'est que très-peu volatil dans une atmosphère de gaz chlore ¹. La volatilité augmente, mais faiblement, jusqu'à 250°. Elle diminue ensuite jusqu'au-dessous du rouge, mais elle augmente de nouveau au rouge naissant et augmente sans interruption jusqu'au rouge blanc.

Si les minerais contiennent de l'argent, celui-ci est transformé en chlorure par le chlorure de sodium. Le chlorure d'argent est dissous par lixiviation à l'aide de solutions d'hyposulfites. Si le chlorure d'argent enveloppe des particules d'or, le mieux est de le dissoudre avant et après la chloruration, mais s'il n'en est pas ainsi, on n'effectue sa dissolution qu'après celle du chlorure d'or. Si le minerai renferme de grandes quantités de chlorure de plomb, le mieux est d'éliminer ce dernier avant la chloruration par lixiviation avec de l'eau.

Pour chaque sorte de minerai, on doit déterminer par des expériences la quantité de sel à ajouter, la durée du grillage, la température à observer pendant ce dernier, tout en cherchant à réduire au minimum les pertes en or.

Les dispositifs employés pour le grillage sont des fours à réverbère de construction extrêmement variée, des fours à pelletage continu avec une sole, avec plusieurs soles superposées, avec plusieurs soles établies en gradins, avec sole elliptiques, des cylindres rotatifs et enfin des fours Spence.

Parmi les fours à sole fixe, les plus convenables sont les fours à pelletage continu avec une sole et portes de travail des deux côtés de celle-ci, et les fours à plusieurs soles établies en gradins. Ces derniers fours sont fréquemment employés en Californie.

Les fours à sole elliptique, dont on se sert également en Californie, sont difficiles à construire et n'offrent d'ailleurs aucun avantage sur les fours à sole rectangulaire.

Les cylindres rotatifs, les fours perfectionnés d'O'Harra et le four Spence conviennent surtout lorsqu'on a à traiter de grandes quantités de minerais.

On donne ordinairement aux fours à pelletage continu une longueur de 17 à 20 m. Dans de pareils fours, on passe en moyenne 3 tonnes de minerais en 24 heures.

A la Treadwell Mine, en Californie, le grillage des pyrites est effectué dans un four Spence à quatre tablettes ². A la poudre de minerai, dont la teneur en or s'élève à 5-6 dollars (= 26-31 fr.) par tonne, on mélange sur la troisième tablette 3 p. 100 de chlorure de sodium. Le minerai reste 16 heures dans le four ; 8 tonnes sont grillées en 24 heures.

Aux usines de Sutter Creek, Amador County, en Californie ³, on emploie pour le grillage un four à pelletage continu de 24^m,38 de longueur et de 3^m,60 de largeur intérieurement. Le minerai grillé y est chargé par quantités de 1,25 à 1,50 tonnes. Chaque four contient trois charges, qui y sont travaillées et en sont retirées isolément. En 24 heures, on passe trois charges d'un poids total de 3,75 à 4,5 tonnes. La charge qui se trouve près du rampant est desséchée, pendant que la moyenne est en même temps dépouillée de la majeure partie de son soufre et que celle qui est auprès du pont de chauffe est grillée à mort. Le sel (0,75 p. 100 du poids de la charge) est ajouté dès que les flammes de soufre ont disparu.

Aux Amador-Reduction Works, près Amador City (Californie), il y a des fours

¹ Trans. Amer. Inst. Min. Eng., t. XVII, p. 26.

² Egleston, Silver, Gold and Mercury, t. II, p. 606.

³ Egleston, Ibid., p. 607.

à *pelletage continu* de 22^m,80 de longueur et de 3^m,60 de largeur intérieurement, avec 6 ouvertures de travail sur chacun des longs côtés. En 24 heures, on grille 3 tonnes de minerai, en consommant 1 corde (= 128 pieds cubes anglais = 3 m. cub. 584) de bois. La quantité du sel ajouté est égale à 1 p. 100 du poids du minerai.

Les *Lureka Works*, près *Grass Valley* (Californie), possédaient autrefois un *four à pelletage continu avec deux soles superposées*, dont la supérieure était longue de 12 mètres et large de 4^m,828. La sole inférieure offrait la même largeur, mais était beaucoup plus courte. Sur la sole supérieure il y avait 9 tonnes de minerai, sur l'inférieure 1 tonne seulement. Lorsque le minerai grillé avait été retiré de la sole inférieure, on faisait tomber sur celle-ci 1 tonne du minerai de la sole supérieure et on l'y étendait, tandis que cette dernière recevait une nouvelle charge de 1 tonne. En 24 heures, on passait 3 tonnes de minerai. Ce four était desservi par 2 hommes dans la journée de huit heures.

Des fours avec *deux soles elliptiques superposées* sont en activité aux *Providencé Works*, près *Nevada City* (Californie). Les minerais sont desséchés sur la voûte de la sole supérieure. Le grand axe de la sole est égal à 4^m,57, le petit à 3^m,66. Le minerai, dont la teneur en or s'élève à 120 dollars (= 624 fr.) et celle en argent à 12 dollars (= 62 fr. 40) par tonne, est d'abord desséché par quantités de 5 tonnes sur la voûte de la sole supérieure, puis chargé sur celle-ci par les ouvertures ménagées dans la voûte; il est ensuite étendu et râblé toutes les 10 à 15 minutes. Toutes les 12 heures, on fait tomber 2 tonnes sur la sole inférieure par les ouvertures dont la sole supérieure est munie, tandis que l'on charge à nouveau cette dernière avec une égale quantité de minerai. Lorsque celui-ci a séjourné pendant 4 heures sur la sole inférieure, on y incorpore à l'aide d'un râble, en abaissant la température, 1 p. 100 de sel et, augmentant ensuite la chaleur, on continue le râblage pendant 4 heures, après quoi la masse est retirée du four.

A la *Deloro Mine*, Ontario (Canada)¹, la poudre du minerai est d'abord desséchée dans un cylindre rotatif et ensuite grillée dans deux *cylindres rotatifs* établis l'un au-dessous de l'autre. Le cylindre supérieur a 9^m,14 de longueur et 1^m,62 de diamètre. A son extrémité inférieure, il communique, au moyen d'un tube, avec le cylindre inférieur, qui offre une longueur de 6^m et un diamètre de 1^m,219. Les gaz du foyer traversent d'abord le cylindre inférieur et ensuite le supérieur. Le minerai parcourt d'abord le cylindre supérieur et ensuite l'inférieur. En 24 heures, on grille 10 tonnes de minerai.

Comme on l'a déjà dit, le grillage est effectué à *basse température*. Ce n'est qu'à la fin qu'on chauffe plus fortement, afin de décomposer autant que possible les sulfates formés.

On réunit d'abord en *tas* le minerai retiré du four, afin qu'il se produise une *chloruration complémentaire* et ensuite on l'étend dans un *refroidissoir*. Lorsque la masse est complètement refroidie, on l'humecte avec 4 à 5 p. 100 d'eau et on la soumet au traitement par le chlore. Si c'est nécessaire, les sels solubles dans l'eau et le chlorure d'argent sont éliminés par lixiviation avant la chloruration.

Chloruration de l'or et dissolution du chlorure d'or.

La chloruration est effectuée, la masse à traiter étant immobile, dans des vases

¹ *Trans. Amer. Instit. Min. Eng.*, t. XI, p. 190.

fixes ou suspendus sur des tourillons, ou la masse étant en mouvement, dans des vases rotatifs qui sont ordinairement des cylindres. Le chlore peut être produit dans des appareils particuliers et être, après lavage, introduit dans le minerai ; on peut aussi ajouter à ce dernier des réactifs donnant naissance à du chlore et dégager ce gaz dans les vases à chloruration eux-mêmes. Dans les vases rotatifs clos, l'opération peut être effectuée sous pression, ce qui n'est pas possible avec les vases ouverts.

La chloruration en vases rotatifs marche beaucoup plus rapidement que dans les vases où la masse n'est soumise à aucun mouvement et elle donne un grand rendement en or. Le mouvement de la masse fait en effet subir aux particules de minerai une sorte de trituration, qui met plus complètement à nu les parcelles d'or et les rend par suite plus accessibles à l'action du chlore. Les enduits qui peuvent recouvrir l'or sont aussi éliminés par le frottement des particules de minerai les unes contre les autres. La chloruration marche particulièrement bien, lorsque le chlore est produit dans les vases rotatifs eux-mêmes (avec du chlorure de chaux et de l'acide sulfurique), parce que à l'état naissant il agit énergiquement sur l'or et que, par suite de la rotation du vase, il est mis en contact aussi intime que possible avec les particules du métal précieux.

La pression agit favorablement sur la chloruration, mais on n'a pas retiré de son emploi les avantages qu'on en attendait. C'est pour cela que le procédé autrefois en usage, qui consistait à introduire le chlore dans le vase à chloruration sous une pression artificielle, n'est plus actuellement nulle part employé.

Sutton a proposé pour la chloruration une chaudière en fer doublée de plomb et munie de deux agitateurs.

Chloruration sans mouvement de la masse de minerai.

a. — Avec production du chlore en dehors du vase à chloruration.

Les vases à chloruration employés dans ce cas sont en grès, si l'on opère sur une toute petite échelle, tandis qu'en grand on se sert de cuves en bois goudronnées.

Ainsi, à Reichenstein, en Silésie, où a été inauguré le procédé Plattner, on employait des vases de grès. On chlorurait des pyrites arsénicales grillées qui avaient servi pour préparer de l'arsenic et contenaient 0,0022 à 0,0024 p. 100 d'or. Les vases étaient des cylindres de 628^{mm} de hauteur et de 418^{mm} de diamètre, entourés d'un cercle en fer et suspendus sur des tourillons ; leur extrémité inférieure se terminait par un cône, dans lequel se trouvait un filtre formé de morceaux de quartz reposant sur une plaque d'argile perforé. Le vase était hermétiquement fermé à l'aide d'un couvercle en bois, à travers lequel passait un tube en plomb descendant presque jusqu'au fond du cylindre et servant à l'introduction du chlore. Le vase recevait une charge de 75 kilogr. de schlich.

L'appareil dans lequel on produisait le chlore était en argile et chauffé au bain de sable. Il était muni d'un couvercle en plomb, que l'on y appliquait exactement au moyen de pâte de farine. Dans ce couvercle se trouvaient deux ouvertures, dont l'une servait à introduire les matières nécessaires pour le dégagement du chlore, tandis que dans l'autre était adapté un tube en plomb, qui conduisait le chlore dans un flacon laveur. L'appareil recevait une charge composée de 7,5 kilogr. d'acide chlorhydrique, 3,5 kilogr. d'acide sulfurique étendu

(à 25° B.) et 3,5 kilogr. de peroxyde de manganèse. Après avoir été dépouillé dans le flacon laveur de l'acide chlorhydrique qu'il contenait, le chlore était dirigé dans le vase à chloruration, au-dessous du minerai légèrement humecté. Au bout de 6 à 7 heures, on supprimait l'arrivée du gaz, après quoi (afin de rendre complète l'absorption du chlore) on abandonnait le vase à lui-même pendant 12 à 15 heures, et au bout de ce temps on commençait la lixiviation du chlorure d'or avec de l'eau à 20°, jusqu'à épuisement de la masse. Comme les pyrites grillées ont l'inconvénient de retenir, lorsqu'on les lessive, une grande quantité d'eau, le déplacement complet de l'or dissous est par ce fait rendu très-difficile.

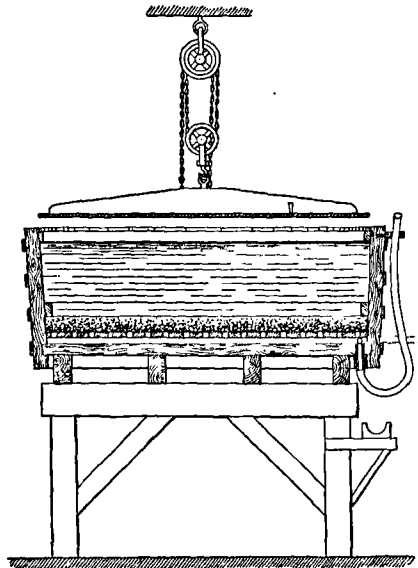


Fig. 550. — Cuve fixe pour la chloruration des minerais d'or.

A *Freiberg*¹, on traite maintenant dans des vases en argile, par le procédé Plattner, des minerais d'or exotiques.

Les *cuves en bois* que l'on emploie dans les grandes exploitations sont fixes ou bien suspendues sur des tourillons. Elles sont pourvues extérieurement et intérieurement d'un triple enduit de goudron, de vernis d'asphalte ou de paraffine. Elles sont de cette façon préservées contre l'action du chlore et en même temps rendues étanches.

Les *cuves fixes* sont cylindriques et ont intérieurement 1^m,50 à 2^m,70 de diamètre et 0^m,76 à 0^m,91 de hauteur. Suivant leur grandeur, elles contiennent 2 à 5 tonnes de minerai. Elles sont munies d'un faux fond perforé établi à une certaine distance (0^m,038) au-dessus du fond proprement dit. Sur le faux-fond se trouve une couche de morceaux de quartz épaisse de 0^m,152 à 0^m,203 ; la grosseur de ces derniers va en diminuant peu à peu de bas en haut, les plus gros offrant le volume d'un œuf de poule. Le quartz est recouvert d'une couche de

¹ *Freiberg's Berg- und Hüttenwesen*, 1893

sable de 0^m,05 d'épaisseur et sur celui-ci on place un filtre en toile à voile, qui est quelquefois remplacé par des planches.

La figure 550 représente la disposition d'une pareille cuve. Le chlore est introduit par le tube horizontal adapté au fond de la cuve et le liquide est évacué par le tuyau recourbé supérieurement.

Dans le tableau suivant sont indiquées les dimensions et la capacité de quelques-unes de ces cuves ¹.

Nom de l'Usine	Diamètre de la cuve en mètres	Hauteur de la cuve en mètres	Capacité en tonnes
Treadwell Mine, Alaska	2,70	0,914	5
Amador, Californie	2,59	1	3,5
Plymouth, Californie	2,70	0,914	4
Sierra Buttes, Californie	1,50	0,694	2
Calliot's, Californie	2,438	1	3
Providence, Californie	1,828	0,762	3
Maltmans, Californie	1,50	1,2	2

La figure 551 représente une *cuve suspendue sur des tourillons*. *a, a* sont les tourillons ; *b* est une plaque de grès perforée, au-dessus de laquelle se trouvent des morceaux de quartz. Le gaz chlore est introduit par un tube en plomb muni d'un robinet et adapté au fond de la cuve. De pareils vases sont en usage à *Grass Valley, en Californie*. Ils ont 1 mètre de hauteur, 1^m,50 de diamètre dans leur partie moyenne et contiennent 3 tonnes de minerai.

Le minerai, avant d'être chargé dans la cuve, doit avoir un certain degré d'humidité. S'il est trop sec, il est trop peu attaqué par le chlore, tandis qu'un minerai trop humide empêche l'ascension du gaz chlore à travers sa masse. Dès que la cuve a reçu une charge de minerai haute de 0^m,30, on commence à faire arriver le chlore entre les deux fonds et on continue de charger le minerai jusqu'à ce que celui-ci arrive à 5 ou 10 centimètres au-dessous du bord supérieur du vase. On ferme ensuite ce dernier à l'aide d'un couvercle muni de deux ouvertures pour la sortie de l'air et l'observation du gaz. Pour appliquer hermétiquement le couvercle sur la cuve, on se sert d'une bouillie d'argile, dont on entretient l'humidité en la recouvrant de chiffons mouillés. Suivant la finesse de l'or, on laisse arriver le chlore dans le minerai pendant 5 à 12 heures. On ferme ensuite le tube abducteur de ce gaz et, le couvercle étant enlevé, on abandonne le minerai à lui-même pendant 24 à 40 heures.

Plus l'or est fin, plus sa chloruration est rapide.

Le *chlore* est ordinairement obtenu avec du *peroxyde de manganèse*, du *sel marin* et de l'*acide sulfurique*.

L'appareil employé pour sa préparation est un cylindre en plomb laminé épais ou en fer garni de plomb laminé, dont le couvercle repose dans une fermeture hydraulique. La figure 552 représente un appareil de ce genre. Son diamètre (pour la chloruration d'une charge de 3 tonnes de minerai) est égal à 0^m,508-0^m,609, sa hauteur à 0^m,3048. Les réactifs solides y sont introduits après l'enlè-

¹ Egleston, *Silver, Gold and Mercury*.

vement du couvercle. Ce dernier est muni, pour l'introduction des réactifs liquides, d'un tube *a* recourbé en forme de siphon. L'appareil est placé sur un bain de sable, au moyen duquel il est chauffé à 50°, température convenable pour le dégagement du chlore, et il est pourvu d'un agitateur en bois, qu'un homme fait mouvoir de temps en temps. L'arbre en bois de l'agitateur traverse une fermeture hydraulique et il est remonté lorsqu'il ne sert pas. Le bain de

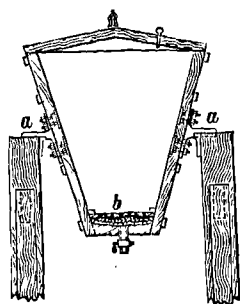


Fig. 551. — Cuve mobile sur tourillons pour la chloruration des minerais d'or.

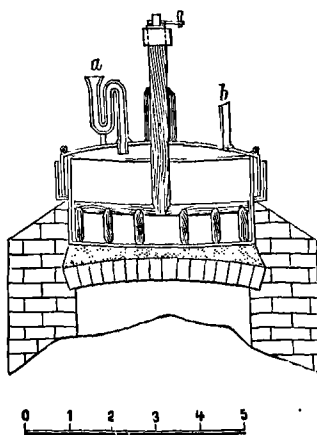


Fig. 552. — Appareil pour la préparation du chlore. (Echelle en pieds du Rhin.)

sable repose sur arcade en maçonnerie qui se trouve au-dessus d'un foyer à grille. Les bains-marie ou les bains de vapeurs sont préférables au bain de sable, parce qu'ils fournissent une chaleur plus uniforme, et empêchent par suite la formation de croûtes sur le fond de l'appareil à chlore ; ils rendent par cela même inutile l'emploi d'agitateurs. Le chlore est conduit au flacon laveur au moyen d'un tube en caoutchouc, que l'on fixe sur l'ajutage *b*.

Dans ces derniers temps, on a dans quelques usines supprimé la fermeture hydraulique du couvercle et avec de la pâte de farine on a fixé le couvercle sur l'appareil de façon que le gaz ne puisse pas s'échapper.

Le gaz chlore est dépouillé de l'acide chlorhydrique qu'il renferme dans le flacon laveur à travers lequel il passe en sortant de l'appareil. Cela est indispen-

sable, parce que cet acide au contact des sulfures encore contenus dans les minerais dégagerait de l'hydrogène sulfuré, qui précipiterait l'or sous forme de sulfure.

Pour la chloruration de 3 tonnes de minerai, on emploie 9 à 11,5 kilogr. de sel, 7 à 9 kilogr. de peroxyde de manganèse, 14 à 20 kilogr. d'acide sulfurique à 66° B. et 8 à 11 kilogr. d'eau.

Lorsque le minerai a séjourné pendant 48 heures en moyenne dans les cuves, on procède à la *dissolution du chlorure d'or avec de l'eau*. Dans ce but, on enlève le couvercle, puis on couvre le minerai avec de la toile à sacs et sur celle-ci on fait arriver de l'eau, que le tissu distribue uniformément dans la masse de minerai. Dans un grand nombre d'usines, on applique la couverture de toile à sacs avant de commencer la chloruration et on fait arriver l'eau, sans enlever le couvercle de la cuve, par des ouvertures pratiquées dans ce dernier. On ne fait écouler l'eau du vase à chloruration que lorsqu'elle dépasse la surface du minerai de 0^m,076 et que son niveau ne change plus. Lorsqu'il en est ainsi, on évacue le liquide, c'est-à-dire la solution de chlorure d'or par une ouverture dont le fond proprement dit de la cuve est muni et en même temps on fait arriver une quantité d'eau fraîche égale à celle de la solution qui s'écoule, de façon que le niveau du liquide dans la cuve reste constant. On ne supprime l'afflux de l'eau que lorsque le liquide qui s'écoule n'offre plus la réaction de l'or.

Au moyen d'un tube en caoutchouc, comme celui dont est pourvue la cuve représentée par la figure 550 (tube que l'on abaisse lorsque le liquide doit être écoulé), on conduit la solution de chlorure d'or dans une rigole en bois et de cette dernière dans des vases à clarification en bois ou dans des poches filtrantes et finalement dans les vases à précipitation. Les matières que la solution de chlorure d'or tient en suspension restent dans les filtres ou les cuves de clarification. Avec ces matières se sépare aussi le plomb qui peut être présent, métal dont le chlorure soluble a été transformé par les sulfates en sulfate insoluble.

Une *lessive d'or limpide*, recueillie une minute après l'ouverture du tube d'écoulement d'une cuve à chloruration contenant 3 tonnes de minerai avec une teneur en or de 163 dollars (= 847 fr. 60) par tonne, offrait, d'après *Deethen*, la composition suivante ¹ :

	Grains ²
Sulfate d'aluminium	6,98
Sulfate de magnésium	132,55
Sulfate de plomb.	4,16
Sulfate de sodium	426,62
Chlorure d'or.	10,44
Perchlorure de fer	0,32
Bichlorure de cuivre	8,95
Chlorure de sodium.	536,00
Acide silicique	0,24
Chlore libre	127,28

Si les minerais sont *argentifères*, on les transporte, après les avoir lessivés et lavés, dans des cuves particulières, afin d'en extraire par lixiviation le chlorure d'argent; dans le cas contraire, on les retire des cuves et on les rejette comme inutiles.

¹ Egleston, *Silver, Gold and Mercury*, p. 642.

² 1 livre troy = 373 gr. 24, 1 livre troy = 24 onces à 20 penny weights de 24 grains.

La *lixiviation du chlorure d'argent* des résidus de la chloruration de l'or est effectuée à l'aide d'*hyposulfite de sodium* ou de *calcium*, comme il a été expliqué dans le chapitre relatif à l'extraction de l'argent.

Des lessives, l'argent est précipité à l'état de *sulfure* par le *sulfure de sodium* ou de *calcium*.

Aux *Sierra Butte works, en Californie*, par exemple, le minerai dépouillé du chlorure d'or est lessivé pendant 48 heures dans des tonneaux de 1^m,50 de hauteur et 1^m de diamètre au moyen d'une solution à 3 p. 100 d'hyposulfite de sodium et la lessive est traitée par le sulfure de sodium. Le précipité de sulfure d'argent ainsi obtenu est grillé et ensuite vendu. Les cuves à lixiviation ont aux *Providence works, en Californie*, 1^m,90 de diamètre et 1^m de hauteur, aux *Meredith's works* 1^m,80 de diamètre et 0^m,99 de hauteur.

b. — Chloruration sans mouvement de la masse de minerai avec production du chlore dans le vase à chloruration.

Ce procédé a été indiqué par l'ingénieur suédois *Munktell* et il est connu sous le nom de *procédé Munktell*; il consiste à charger dans des cuves à double fond, comme celles qui ont été décrites précédemment, les minerais préalablement soumis, si c'est nécessaire, à un grillage chlorurant et ensuite à faire passer lentement à travers la masse des solutions étendues d'*hypochlorite de calcium* et d'un *acide*, qui viennent se mélanger à la surface de la couche supérieure du minerai avant de pénétrer dans la masse de ce dernier. Ces deux réactifs en se réunissant dégagent du chlore, qui transforme l'or en chlorure; celui-ci est dissous par le liquide. Ce dernier sort de la cuve *exempt de chlore* et il est traité, en vue de la précipitation de l'or comme il sera indiqué ultérieurement. La teneur en hypochlorite de calcium de la lessive employée pour la production du chlore ne doit pas dépasser 1 p. 100. L'acide qui agit sur l'hypochlorite de calcium doit être étendu de façon que son volume soit équivalent à celui de la lessive d'hypochlorite.

Il est convenable de disposer au-dessus de la cuve à lixiviation deux petites cuves de même grandeur, dont l'une renferme de la lessive d'hypochlorite de calcium et l'autre l'acide étendu au degré voulu. Ces cuves déversent en même temps leur contenu dans deux rigoles qui se rencontrent au-dessus de la cuve principale. Lorsqu'on a rempli les vases, on peut par conséquent faire écouler en même temps des quantités égales des deux liquides.

Ce procédé, qui il y a encore peu de temps était en usage à *Kolm Saigurn* dans les *Alpes de Salzbourg* et est encore actuellement pratiqué à *Brad, en Tansylvanie*, est inférieur à la chloruration en tonneaux rotatifs effectuée d'après les mêmes principes (*procédé Mears, procédé Thies*).

Chloruration avec mouvement de la masse de minerai.

La chloruration avec mouvement de la masse de minerai est jusqu'à présent pratiquée dans des *vases rotatifs*. (*Sutton* a proposé des vases fixes munis de deux agitateurs, qui ont été expérimentés à la *Mount Morgan, au Queensland*; mais on n'a pas fait connaître les résultats obtenus.) Ce mode de chloruration a été aussi effectué *sous une forte pression*, mais on y a renoncé.

Mears produisait la *pression* aussi bien en introduisant de grandes quantités

de chlorure de chaux et d'acide sulfurique dans le vase à chloruration qu'en refoulant dans ce dernier du gaz chlore produit dans des appareils particuliers. *Newbery* et *Vautin* employaient du *chlore liquide* produit dans le vase à chloruration. Ces deux procédés ont été abandonnés lorsqu'on eut reconnu que la chloruration se fait tout aussi bien sous une faible pression. Le procédé de *Pollok*, qui est basé sur l'emploi de la *pression hydraulique*, ne semble pas non plus avoir été adopté. Actuellement, on produit généralement le *chlore* dans le vase à chloruration même avec du chlorure de chaux et de l'acide sulfurique (procédés *Thies* et *Davis*). Ces réactifs sont ajoutés dans le vase par portions et en quantités assez faibles pour qu'il ne puisse pas se produire une forte pression, par laquelle le revêtement en plomb serait très-prompement détruit.

Le procédé *Mears* était en usage, par exemple, à *Deloro*, au *Canada*. Les minerais (pyrites arsénicales grillées) contenaient 70 à 90 dollars (= 410 à 468 fr.) d'or par tonne. La capacité des cylindres rotatifs variait de 1 à 3 tonnes de minerai. Le chlore était d'abord produit dans les cylindres mêmes avec du chlorure de chaux et de l'acide sulfurique, qui étaient ajoutés en excès; plus tard, on trouva plus avantageux de préparer le chlore en dehors du cylindre avec du chlorure de sodium, du peroxyde de manganèse et de l'acide sulfurique, et de le refouler dans le vase à chloruration par l'un des tourillons creux de ce dernier. La pression s'élevait dans les deux cas à 30-40 livres par pouce carré, c'est-à-dire à 1324-2032^{mm} de mercure. La durée de la chloruration était de 2 heures à 2 heures 1/2. Mais le revêtement en plomb des cylindres ne tardait pas à se détériorer et il était difficile de le réparer; c'est à cause de cet inconvénient que le procédé a dû être abandonné.

Le procédé de *Newbery* et *Vautin* a été en usage pendant un certain temps à la *Mount Morgan*, au *Queensland* (Australie). Dans ce procédé, le chlore est employé à l'état liquide et la dissolution du chlorure d'or effectuée avec emploi du vide. Le chlore liquide devait agir très-rapidement et très-énergiquement sur l'or, tandis que le vide permettrait une lixiviation et une filtration rapides, ce qui devait avoir une importance particulière pour des masses visqueuses et limoneuses, qui excluent l'emploi du procédé *Plattner* ordinaire, à cause de la difficulté du lavage et de la filtration. Le vase à chloruration consistait en un cylindre rotatif horizontal en fer, muni d'un revêtement en plomb. Le chlore y était produit avec du chlorure de chaux et de l'acide sulfurique. En introduisant dans le cylindre chargé de minerai de l'air comprimé à 4 atmosphères de tension, on y liquéfiait le chlore, après quoi on mettait l'appareil en rotation. Suivant la grosseur des particules d'or, la chloruration durait 1 à 4 heures. Lorsqu'elle était terminée, on faisait arriver l'air et le chlore redevenu gazeux, par suite de la diminution de la pression, dans une cuve remplie d'eau de chaux, où le chlore était retenu. On vidait le contenu du vase à chloruration dans un vase à lixiviation suspendu au-dessous de ce dernier sur des tourillons et muni d'un filtre. A l'aide d'une pompe à air, on faisait le vide sous le filtre, et de cette façon la filtration et le lavage se faisaient très-rapidement. La lessive s'écoulait sur un filtre en charbon de bois, sur lequel l'or était précipité.

Ce procédé a été abandonné et remplacé par la chloruration dans des tonnes en bois garnies de plomb. Le chlore est produit dans les tonnes elles-mêmes avec du chlorure de chaux et de l'acide sulfurique.

La chloruration en cylindres rotatifs horizontaux sans pression forte est actuellement le procédé exclusivement en usage, parce que l'opération marche

tout aussi bien que sous une forte pression et que dans ces conditions le revêtement en plomb des vases n'est que peu attaqué. Le chlore est toujours produit dans les vases à chloruration, parce que à l'état naissant il agit beaucoup plus énergiquement que lorsqu'il est préparé dans des appareils particuliers, desquels il est amené dans ces vases.

Ce procédé, qui est connu aux États-Unis sous le nom de *procédé Thies*, est en usage, par exemple, à la *Bunker Hill Mine*, près *Amador City*, en *Californie*, aux *Phoenix* et *Haile Mines*, dans la *Caroline du Nord*, à la *Mount-Morgan*, au *Queenstand* (Australie). Les tonneaux sont en fonte, en fer doux, ou, mais plus rarement (Mount Morgan) en bois. C'est la fonte qui est ordinairement employée. Le plomb laminé qui garnit les tonneaux a une épaisseur de 0^m,0064 et il est fixé sur leurs parois à l'aide de boulons. En Amérique, les tonneaux ont intérieurement 1^m,016 de diamètre et 1^m,371 de longueur. Primitivement, ils étaient munis à l'intérieur de côtes longitudinales qui, pendant leur rotation, soulevaient les masses et les laissaient ensuite retomber, mais ce dispositif a été abandonné, parce qu'il n'améliorait pas les résultats de la chloruration. Les fonds des tonneaux sont toujours en fonte et ils sont munis de tourillons venus de fonte avec eux. Les tonneaux contiennent 1 tonne de minerai.

L'opération est conduite de la manière suivante : On introduit d'abord dans le tonneau la quantité d'eau nécessaire (610 à 635 litres par tonne de minerai) et on charge ensuite ce dernier. Les réactifs pour la production du chlore, le chlorure de chaux et l'acide sulfurique, sont ajoutés en deux portions, la première après le chargement du minerai, la seconde au début de la deuxième phase de l'opération, qui suivant la nature des minerais a une durée de 4 à 8 heures. La quantité des réactifs doit être plus grande lorsque les minerais renferment du cuivre. On ajoute l'acide sulfurique en excès, afin d'être sûr que le chlorure de chaux est complètement transformé en sulfate de calcium. Pour 1 tonne de minerai on ajoute ordinairement, si celui-ci ne contient pas de cuivre, 11,5 à 13,5 kilogr. de chlorure de chaux et 13,5 kilogr. d'acide sulfurique à 66° B. (A la *Haile Mine*, on n'employait que 8 kilogr. de chlorure de chaux et 9 kilogr. d'acide sulfurique à 66° B.) A la *Phoenix Mine*, on ajoutait par tonne de minerai contenant du cuivre 18 kilogr. de chlorure de chaux et 23 kilogr. d'acide sulfurique à 66° B. L'eau, le minerai et les réactifs sont chargés par un trou d'homme, qui est ensuite hermétiquement clos, au moyen d'une fermeture à caoutchouc. On fait alors tourner le tonneau avec une vitesse de 12 rotations par minute et, dès qu'on y a constaté par l'odeur la présence de chlore libre, on le fait encore tourner pendant une heure, puis on vide la charge sur un filtre. Pour se rendre compte de la nature des gaz contenus dans le tonneau, on les fait sortir par une ouverture qui peut être fermée à l'aide d'une soupape en plomb. En un jour, on traite deux charges.

Par le trou d'homme tourné par en bas, la charge tombe du tonneau sur un filtre. Celui-ci est disposé au-dessous du vase à chloruration et il consiste en une caisse en bois divisée en trois compartiments rectangulaires de 0^m,457 de hauteur et garnis intérieurement de plomb laminé. Le lit filtrant se compose, en Californie, d'une couche de gros cailloux siliceux, par dessus laquelle se trouve une couche de sable quartzeux grossier, recouverte elle-même de sable fin. Du filtre, on écoule d'abord le chlorure d'or dans un vase à clarification et on lave ensuite le résidu de minerai avec de l'eau, jusqu'à ce que celle-ci ne contienne plus d'or. Les vases à clarification sont des cuves de 2^m,43 de diamètre et de

1^m,219 de hauteur ; on y laisse le liquide pendant 16 heures, puis on l'envoie dans les vases à précipitation. Le rendement en or donné par le procédé Thies s'élève à 92 p. 100.

A la *Mount Morgan*, dans le *Queensland* (Australie), les tonneaux à chloruration sont en bois (d'eucalyptus) avec revêtement de plomb, les fonds seuls sont en fer. Leur diamètre intérieur est égal à 1^m,066. Les minerais contiennent 4 à 5 onces d'or par tonne. Le poids de la charge s'élève à 1 tonne de minerai ; on y ajoute 408 litres d'eau, 18 à 22 kilogr. d'acide sulfurique à 64° B. et 16 kilogr. de chlorure de chaux. Les tonneaux font 6 rotations par minute. Avec ce nombre de rotations, la chloruration est terminée en 2 heures. Des tonneaux, la charge passe dans d'autres tonneaux munis des matières filtrantes indiquées précédemment et qui contiennent chacun 2,5 à 3 tonnes de minerai. La solution de chlorure d'or filtrée est dirigée dans les vases à précipitation.

Comme on l'a déjà dit, on essaie actuellement à la *Mount Morgan* d'effectuer la chloruration dans des chaudières en fer rectangulaires et fixes, qui sont garnies de plomb et possèdent chacune deux agitateurs. Ceux-ci sont disposés de façon que le supérieur pousse les masses vers l'inférieur. Le chlore est produit par le procédé ordinaire en dehors du vase de chloruration et introduit dans ce dernier d'une manière continue. Il n'a encore été publié aucun renseignement relativement aux résultats fournis par ce mode de chloruration.

Extraction de l'or de la solution de chlorure d'or.

Comme on l'a dit précédemment, la dissolution du chlorure d'or a lieu dans les vases à chloruration même, lorsque celle-ci est effectuée les masses étant immobiles, et dans des vases particuliers munis de filtres quand les masses soumises à l'action du chlore sont en mouvement.

Afin d'accélérer la séparation de la lessive d'avec les résidus, *Sutton* a proposé l'emploi de la *force centrifuge*. Les turbines qu'il a imaginées dans ce but et avec lesquelles des expériences sont actuellement effectuées à la *Mount Morgan*, au *Queensland*, sont garnies d'un tissu d'amiante. Les masses étant chargées dans le tambour intérieur à jour et celui-ci mis en mouvement, la solution de chlorure d'or est précipitée par la force centrifuge contre le cylindre extérieur de l'appareil, tandis que les résidus restent dans le tambour. Ces derniers sont lavés avec de l'eau ou de la vapeur d'eau. Il n'a été fourni aucune indication sur les résultats de ce mode de séparation.

Avant d'envoyer la lessive de chlorure d'or et l'eau de lavage dans les vases à précipitation, on les conduit fréquemment dans des vases à clarification.

La *précipitation de l'or* est généralement effectuée au moyen du *sulfate de protoxyde de fer* ou du *charbon de bois*. Dans ces derniers temps, on s'est aussi servi dans le même but et avec succès de l'*hydrogène sulfuré* (après transformation du chlore libre en acide chlorhydrique par l'acide sulfureux). On a également proposé d'autres précipitants, comme par exemple le *sulfure de cuivre*, mais ils ne sont pas encore entrés définitivement dans la pratique.

Le *sulfate de protoxyde de fer* est préparé dans les usines mêmes par dissolution de fer dans l'acide sulfurique.

Lorsqu'on se sert de ce sel, les vases à précipitation sont des *cuves en bois* pourvues du même enduit que les vases à chloruration. Elles vont en s'élargissant vers le fond. Leur diamètre supérieur est de 1^m,676 à 1^m,981, leur diamètre infé-

rieur de 1^m,981 à 2^m,134 et leur hauteur de 0^m,606 à 0^m,914. Le fond est fait en ciment de Portland ou avec un mélange chauffé d'asphalte et de ciment.

La figure 553 représente une cuve à précipitation disposée comme il vient d'être dit. Après que l'or a été précipité et qu'il s'est déposé, on écoule le liquide par le tuyau en caoutchouc *n*. La partie supérieure de ce dernier est fixée à un flotteur en bois *M*. Lorsque le tuyau ne sert pas, on le met dans la position *P* ; il est fixé au flotteur *M* de façon que son extrémité supérieure débouche toujours dans le

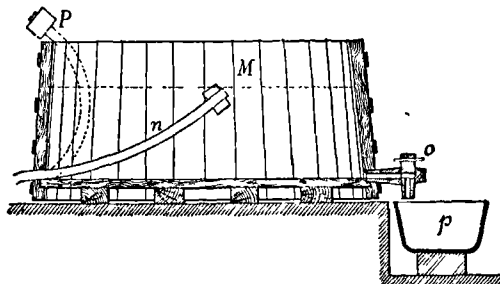


Fig. 553. — Cuve pour la précipitation de la solution de chlorure d'or par le sulfate ferreux.

liquide ; celle-ci s'abaissera par conséquent au fur et à mesure de l'abaissement du niveau du liquide. Afin d'éviter l'entraînement de particules de l'or précipité, on donne au flotteur un volume tel que l'extrémité ouverte du tuyau ne puisse pas atteindre le fond de la cuve.

Par le robinet *o*, on évacue, après le nettoyage du vase, l'or précipité resté dans celui-ci, ainsi que le liquide qui le surnage encore.

Pendant que l'on ajoute la solution de sulfate de protoxyde de fer, on brasse le liquide avec une baguette de bois. On couvre ensuite le vase et on laisse le précipité se déposer pendant 12 heures au moins, quelquefois même pendant 48 heures à 3 jours. Au bout de ce temps, on écoule, comme il vient d'être dit, le liquide surnageant le précipité dans de grandes cuves à clarification, où se déposent encore des particules d'or, et ensuite on le jette sur de la sciure de bois ou du sable disposés dans des caisses en bois, afin de recueillir sur la matière filtrante les dernières portions d'or. La sciure de bois est brûlée et l'or ainsi rassemblé dans la cendre. Le sable est chloré avec les minerais.

Le précipité d'or est lavé, puis traité par de l'acide sulfurique et du chlorure de sodium, afin d'éliminer les sels de fer qu'il renferme encore. Pour enlever l'eau, on l'enveloppe ensuite dans une toile et on le comprime ou bien on le dépose sur du papier à filtrer, et finalement on le fond dans des creusets de graphite avec du sel, du borax et du salpêtre. La teneur en fin de l'or ainsi obtenu s'élève à 800-960 millièmes. Sa pureté est ordinairement allérée par du fer et du plomb.

Le précipité d'or produit par le sulfate ferreux met beaucoup de temps à se déposer, car plusieurs jours après la précipitation le liquide offre encore une coloration violette, due à ce qu'il tient encore de l'or en suspension. Cet inconvénient ne peut pas être évité au moyen de solutions de gélatine et de tannin, qui accélèrent le dépôt d'autres précipités, parce que dans ce cas elles se montrent tout à fait inactives.

Sutton emploie le pétrole pour obtenir le dépôt rapide du précipité d'or et il

sépare ce dernier du liquide à l'aide d'*appareils centrifuges*. Il effectue la précipitation dans une chaudière en fer garnie de plomb, dans laquelle se meuvent deux agitateurs. La solution de chlorure d'or n'est mise en contact avec la solution de sulfate ferreux et le pétrole que pendant un temps très-court (quelques minutes), après quoi le précipité et le liquide sont envoyés dans de petites turbines. L'or reste dans le tambour intérieur, tandis que le liquide en est expulsé. Ce dernier se rend dans un vase, où le pétrole se sépare de la solution de fer et peut être employé de nouveau. A la *Mount Morgan*, dans le Queensland, on fait actuellement des expériences sur ce mode de précipitation, mais on ne possède encore aucune indication sur les résultats obtenus.

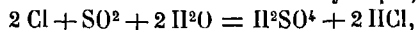
Afin d'éviter la lenteur du dépôt de l'or, *Davis* a proposé pour la précipitation de ce dernier l'emploi du *charbon de bois*. Ce précipitant est aussi en usage dans un certain nombre d'usines. On fait passer le liquide par quantités de 90 litres à l'heure à travers une couche de poudre de charbon de bois de 0^m,711 d'épaisseur. La poudre de charbon repose elle-même sur un filtre en quartz. Afin d'extraire les dernières portions d'or, on amène le liquide qui s'écoule sur un deuxième filtre offrant la même disposition. D'après *Davis*, 240 grains de charbon de bois sont nécessaires pour la précipitation de 19,25 grains d'or. Afin de déterminer quelles quantités d'or se précipitent aux différentes hauteurs du filtre en charbon, on fit passer à travers un filtre haut de 0^m,50 5400 gallons (24,5 m. cub.) de liquide ; après la précipitation de l'or, on partagea le filtre perpendiculairement à son axe en 4 portions de chacune 125^{mm} d'épaisseur et on détermina la teneur en or de chaque portion. Les différentes portions contenaient, en allant de haut en bas, 2 onces 95 grains d'or, 2 onces 99 grains, 1 once 22 grains et 1 once 62 grains.

Les vases à filtration sont à la *Mount-Morgan* (Queensland) en forme d'entonnoirs. La couche de charbon de bois est haute de 0^m,609. Chaque vase contient 9 à 14 bushels de charbon de bois (1 bushel = 36 lit. 35).

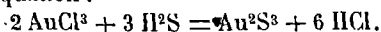
Le *charbon aurifère* est desséché à l'air et ensuite *brûlé* dans des *fours à moustes*. La *cendre* est traitée par l'*acide chlorhydrique*, afin d'éliminer les sels solubles, elle est ensuite lavée, desséchée et *fondue dans un creuset*. A la *Mount-Morgan*, par exemple, la cendre contient 75 p. 100 d'or.

La précipitation de l'or par le sulfate de protoxyde de fer, de même que par le charbon d'après les procédés jusqu'ici en usage exige beaucoup de temps. Pour obtenir une précipitation et un dépôt plus rapides de l'or, on s'est servi dans ces derniers temps dans différentes usines de l'*hydrogène sulfuré*.

Ce procédé est employé avec beaucoup de succès, par exemple aux *Golden Reward chlorination works*, près *Deadwood (Dakota)*¹, aux États-Unis de l'Amérique du Nord. Afin d'empêcher l'action nuisible du chlore libre contenu dans la solution du chlorure d'or, on fait d'abord passer dans la liqueur un courant d'*acide sulfureux*, qui le transforme en acide chlorhydrique, d'après l'équation :



et ensuite, au moyen d'un courant d'*hydrogène sulfuré*, on précipite l'or à l'état de *sulfure*, suivant l'équation :



La précipitation se fait très-rapidement. Le sulfure d'or est séparé du liquide à l'aide de *filtres-presses*.

¹ *Transactions of the Amer. Inst. Min. and Eng.* 1892 ; *Oesterr. Zeitsch.* 1893, p. 148.

L'acide sulfureux est produit par combustion de soufre et refoulé dans la solution de chlorure d'or au moyen d'air comprimé. L'hydrogène sulfuré est obtenu avec du sulfure de fer ou une matte brute et de l'acide sulfurique étendu et il est également refoulé dans le liquide contenu dans le vase à précipitation à l'aide d'air comprimé.

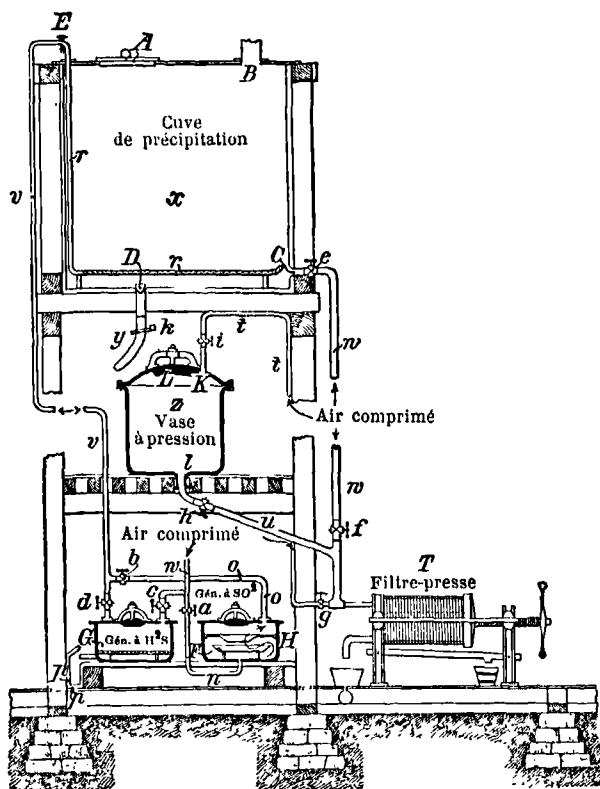


Fig. 554. — Ensemble des appareils pour la précipitation de la solution de chlorure d'or par l'hydrogène sulfuré et la séparation du précipité.

Le précipité de sulfure d'or contient une certaine quantité de soufre, de sulfures d'arsenic et d'antimoine, de sulfure de cuivre et de sulfure d'argent. Il est grillé dans un four à mouffles et ensuite fondu dans des creusets avec du salpêtre et du borax. L'or ainsi obtenu a une teneur en fin de 900 à 950 millièmes.

La disposition de l'appareil à précipitation est mise en évidence par la figure 554.

x est la cuve de précipitation ; elle est en bois garni de plomb intérieurement et a $3^m,65$ de longueur, $3^m,50$ de largeur et $3^m,65$ de hauteur. Par l'ouverture A , que l'on peut fermer à l'aide d'un couvercle, on charge la solution de chlorure d'or ($31,7$ m. cub.), tandis que les gaz nuisibles et l'air s'échappent par le tube B . Par le tube en plomb r , qui est muni dans sa partie inférieure horizontale d'un

grand nombre de trous et qui en E est relié au tube de fer *v*, l'acide sulfureux et l'hydrogène sulfuré sont introduits dans le vase à précipitation. *w* est un tuyau par lequel le liquide est amené dans le filtre-presse T; *y* est un tube que l'on peut fermer avec un tampon en bois et qui sert pour l'évacuation du précipité de sulfure d'or.

Z est un vase à pression en tôle à chaudière de 1^m,22 de diamètre et de 1^m,37 de hauteur, qui est construit pour une pression de 11 atmosphères. Par le trou d'homme L, on y introduit le précipité de sulfure d'or et au moyen d'air comprimé on le refoule dans le filtre-presse T. Pour introduire le précipité, on enlève le couvercle du trou d'homme L et y place le tuyau en caoutchouc *y*. L'air comprimé est amené par le tube *t* communiquant avec l'appareil compresseur. Le précipité est refoulé par le tube *u* dans le filtre-presse.

H est le vase dans lequel est préparé l'acide sulfureux. Il est également en tôle à chaudière et construit pour une pression de 11 atmosphères. Sa hauteur est égale à 0^m,68, son diamètre à 1^m,22. Du soufre *y* est brûlé au moyen d'air comprimé. Le soufre se trouve dans la cuvette en fonte F; l'air comprimé est amené par le tube *n*. L'acide sulfureux, ainsi que l'air en excès pénètrent par le tube *o* (le robinet *b* étant ouvert) dans le tube *v* et de ce dernier par le tube *r* dans la solution de chlorure d'or.

L'hydrogène sulfuré est préparé dans le générateur G. Celui-ci est également en tôle à chaudière et offre les mêmes dimensions que l'appareil à acide sulfureux. Afin de le protéger contre l'action corrosive de l'acide sulfurique, on le munit d'un revêtement en plomb et à 5^{cm} au-dessus de son fond proprement dit il est pourvu d'un deuxième fond formé d'une lame de plomb perforée, sur laquelle repose le sulfure de fer. Ce dernier et l'acide sulfurique sont introduits par le trou d'homme. Le robinet *d* étant ouvert et *b* fermé, le gaz hydrogène sulfuré se rend par les tubes *v* et *r* dans le vase à précipitation. Lorsque le dégagement de l'hydrogène sulfuré est arrêté, le liquide qui se trouve dans le générateur est écoulé par une ouverture, non visible dans le dessin, dans l'auge en bois *p* revêtue d'asphalte. Pour favoriser le dégagement du gaz, on introduit, par le tube *n*, de l'air comprimé dans le générateur, après avoir ouvert le robinet *c* et fermé *a*. Cet air pénètre avec l'hydrogène sulfuré dans la solution de chlorure d'or.

La transformation du chlore en acide chlorhydrique et la précipitation de l'or se font très-rapidement. La précipitation achevée, on laisse le précipité se déposer, ce qui exige environ 2 heures, et par le tube *w* on fait passer le liquide qui le surnage dans le filtre-presse, qu'il traverse sous l'influence de sa propre pression (le vase à précipitation est établi à 7^m,60 au-dessus du filtre-presse). 3 ou 4 heures après que la précipitation est achevée, la cuve *x* est prête pour le traitement de nouvelles quantités de solution de chlorure d'or. Le précipité de sulfure d'or qui se rassemble au fond de la cuve est évacué tous les deux mois dans le vase à pression et de ce dernier il est refoulé dans le filtre-presse.

On a aussi proposé pour la précipitation de l'or le *sulfure de cuivre fraîchement précipité*. Celui-ci doit être placé dans plusieurs filtres superposés, de façon que la solution de chlorure d'or les traverse successivement. Le sulfure de cuivre (CuS) précipite l'or en donnant naissance à du sulfate de cuivre. De la solution de sulfate de cuivre on peut, par précipitation au moyen d'hydrogène sulfuré, régénérer le sulfure de cuivre et l'employer ensuite pour la précipitation de nouvelles quantités de solution de chlorure d'or.

Les figures 555 à 559 représentent différentes usines avec les divers appareils convenablement disposés.

La figure 555 est le plan d'une usine pour le traitement de minerais d'or argentifères, d'après les procédés d'Aaron. D'un côté se trouvent les dispositifs pour les opérations par voie sèche, de l'autre ceux pour les opérations par voie humide.

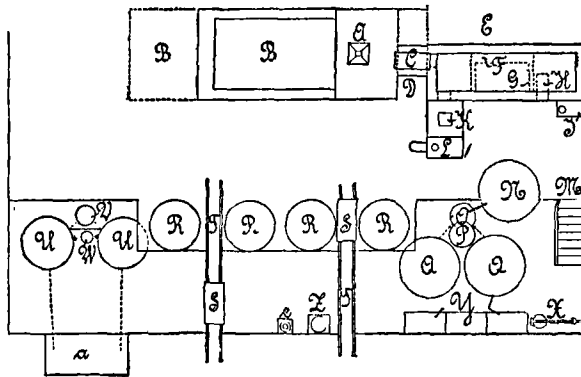


Fig. 555. — Plan d'une usine pour le traitement de minerais d'or argentifères par chloruration.

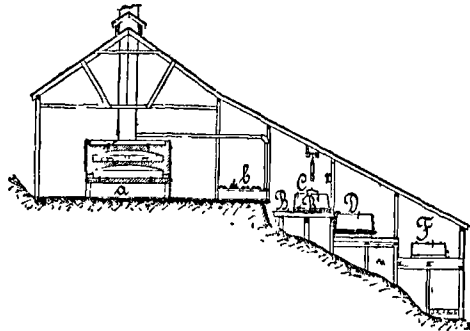


Fig. 556. — Disposition générale de l'usine Providence Mine près Nevada City (Californie) pour le traitement par chloruration de minerais d'or argentifères ; coupe verticale.

B est le four de grillage, A son alimentateur ; F, G sont les dispositifs pour la dessiccation des minerais. L est le four de fusion pour l'or. K est la cheminée. R, R sont les tonneaux à chloruration. Lorsque le chlorure d'or a été dissous, on y dissout également l'argent au moyen d'un hyposulfite. U, U sont les cuves pour la précipitation de l'or, Q, Q celles pour la précipitation de l'argent. N est une cuve pour la solution de l'hyposulfite, Z l'appareil à chlorer.

Les figures 556 et 557 représentent la disposition de l'usine Providence Mine, à Nevada City (Californie), où l'on traite des minerais d'or argentifères. Les différents appareils sont placés les uns au-dessous des autres. a, a sont les fours de grillage à sole elliptique, U les appareils à chlore établis sur le même plan que les fours ; c, c sont les vases à chloruration, dont les couvercles peuvent être soulevés et abaissés au moyen d'une moufle mobile. O est une cuve pour

les solutions d'hyposulfite destinées à la dissolution du chlorure d'argent, laquelle est effectuée dans les cuves D, D. E, E sont les cuves pour la précipitation de l'or, F, F celles pour la précipitation de l'argent.

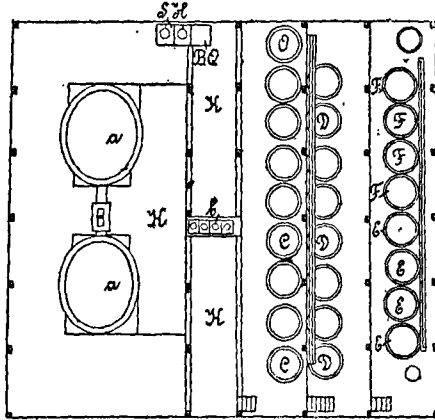


Fig. 557. — Disposition générale de l'usine Providence Mine; plan.

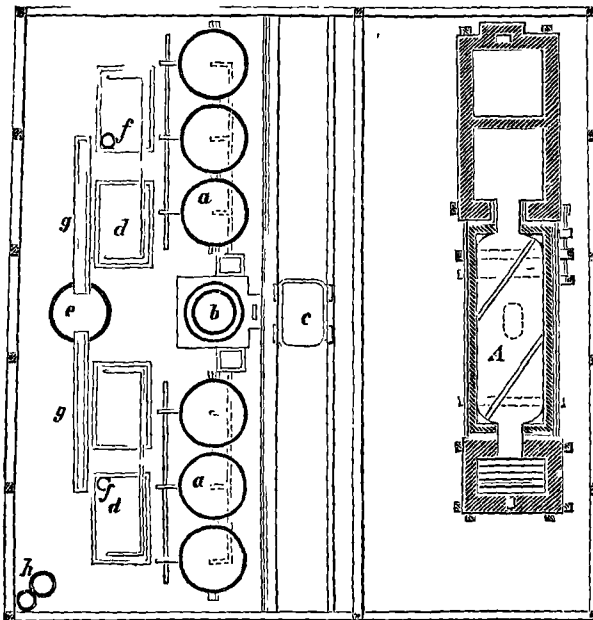


Fig. 558. — Disposition générale d'une usine par le traitement par chloruration de minerais d'or non argentifères; plan.

La disposition d'une usine pour le traitement de minerais d'or non argentifères est mise en évidence par les figures 558 et 559. A est un four de grillage rotatif (four Brückner). a, a sont les vases à chloruration suspendus sur des tourillons. b est l'appareil à chlore. d sont les cuves à précipitation. e est un tonneau

rempli de sciure de bois, par lequel passe le liquide écoulé des cuves à précipitation. Les résidus lessivés sont déversés des vases à chloruration *a*, *a* dans le wagonnet *c*.

Le rendement en or donné par le procédé Plattner s'élève, suivant la nature des minerais, à 90-94 p. 100. Par lixiviation du chlorure d'argent avec les

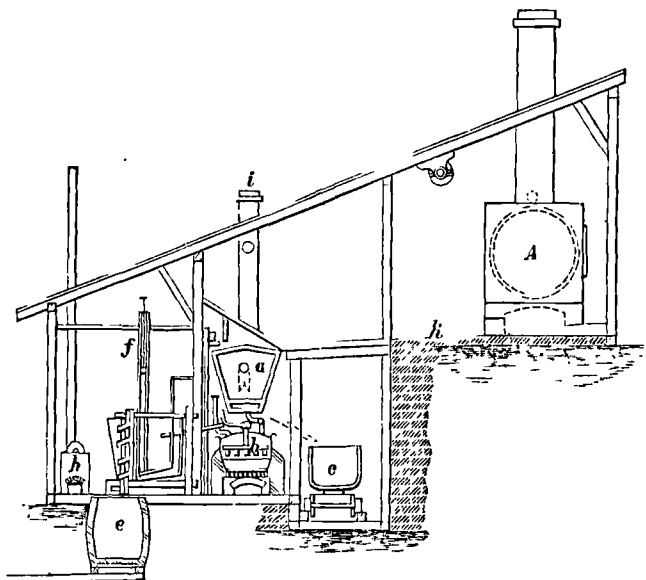


Fig. 559. — Disposition générale d'une usine pour le traitement par chloruration de minerais d'or non argentifères ; coupe verticale.

hyposulfites, on retire au moins 60 p. 100 de la teneur en argent des minerais.

Parmi les autres procédés proposés pour la chloruration de l'or, nous devons mentionner ceux de *Patera* et de *Rössner*, qui toutefois ne sont pas conservés dans la pratique. *Patera* emploie une solution froide de chlorure de sodium saturée de chlore ; *Rössner* soumet les minerais à un grillage chlorurant, puis il extrait le chlorure d'argent au moyen d'une solution bouillante de sel marin et ensuite l'or à l'aide d'une solution froide du même sel contenant du chlore. On a aussi essayé d'extraire l'or des minerais par l'eau régale, mais, à cause du prix élevé de ce dissolvant, on a dû renoncer à son emploi.

Comme on l'a déjà dit, *Kiss* a proposé de soumettre les minerais à un grillage chlorurant avec du sel marin et d'extraire l'or au moyen de l'hyposulfite de calcium.

Extraction de l'or par le brome.

Ce procédé, proposé par *Wagner* et *Fohn*, n'a pas encore été jusqu'à présent employé sur une grande échelle.

*Wagner*¹ traitait par l'eau de brome des cendres de pyrite de fer et de pyrite

¹ *Dingler's Journal*, CCXVIII, p. 253.

arsénicale et, dans le liquide séparé des résidus par filtration, il faisait passer un courant d'acide sulfureux. Ce dernier réduit le perbromure de fer contenu dans le liquide en protobromure, qui, après l'élimination de l'acide sulfureux en excès par ébullition, précipite l'or.

[Dans l'usine d'essais établie à *Denver*, au *Colorado*, et dirigée par *E.-C. Engelhardt*, le brome est employé en solution chlorhydrique, qui agit beaucoup plus énergiquement qu'une solution aqueuse. Le traitement du minerai est effectué dans des cylindres rotatifs, après addition préalable de carbonate de sodium, afin de neutraliser l'acide chlorhydrique en excès et en même temps de produire dans le cylindre une certaine pression.

D'après le procédé indiqué récemment par *C. Lossen*¹ et qui doit être appliqué dans une usine de l'Orégon, le minerai brut ou grillé est mélangé dans un cylindre rotatif avec une solution alcaline de brome et laissé en contact avec celle-ci jusqu'à ce que tout l'or soit dissous. Lorsque la masse n'est plus alcaline, on l'envoie dans des filtres, après y avoir ajouté une nouvelle quantité de solution de brome.

De cette façon, l'or n'est pas précipité, mais est retenu en dissolution sous forme d'aurate, tandis que les sels du fer et des autres métaux restent à l'état d'hydroxydes et que le brome entre en dissolution sous forme de bromure de potassium. Pour extraire l'or de la dissolution sortant des filtres, on fait passer celle-ci à travers des bassins contenant un mélange de morceaux de fer et de charbon de bois ou de coke, par lesquels l'or est complètement précipité. Le liquide ainsi dépouillé d'or et contenant surtout du bromure de potassium, s'écoule dans de longues auges, où il est décomposé par le courant électrique ; on obtient alors une solution à réaction alcaline (d'hypobromite alcalin), qui naturellement ne peut pas contenir de brome libre, mais qui, cependant, a la propriété de dissoudre l'or en paillettes et peut, ensuite, être employée comme solution alcaline de brome pour la lixiviation de nouvelles quantités de minerai.]

Traitement des minerais d'or tellurés.

Les minerais d'or tellurés sont actuellement traités à *Schemnitz* par l'acide sulfurique concentré bouillant, après quoi la masse est introduite dans de l'eau contenant de l'acide chlorhydrique. Le tellure entre alors en dissolution et est précipité par le zinc. L'or reste dans le résidu et est fondu avec des minerais de plomb.

Procédé Mac Arthur-Forrest²

Ce procédé, dit *procédé au cyanure*, repose sur la transformation de l'or en cyanure de potassium et d'or (KAuCy^2) à l'aide d'une solution étendue de cyanure de potassium et la précipitation de l'or de la dissolution au moyen du zinc.

¹ *Deutsch. chem. Ges. Berichte*, 1894, t. XXXVII, p. 2726.

² Mac Arthur, *Journal of the Society of chemical Industry*, Mars 1890 — *Memorandum on the treatment of refractory gold ores by the Mac Arthur-Forrest-Process*, Adelaïde, Frearson and Brothers, 1891. — Janin, *The mineral industry*, 1892. — Butters and Ciennel, *The Engin. and Min. Journal*, 1892, p. 341, 365, 392, 416. — Molloy, *New Cyanide Process*, *The Engin. and Min. Journal*, 1892, p. 155. — Scheidel, *The Cyanide Process*, Sacramento, 1894. — P. de Wilde, *A new process for the Extraction of Gold*, Bruxelles 1895. — Eissler, *The Cyanide Process*, London, 1895. — C. Butters et E. Smart, *Plant for the Extraction of Gold by the Cyanide process*, London 1895.

Il a été proposé par *Mac-Arthur* et *Forrest* et introduit dans un grand nombre d'usines de l'*Afrique du Sud* (Transvaal). Il a été essayé en *Australie* (Queensland, Victoria), dans la *Nouvelle-Zélande* et aux *Etats-Unis de l'Amérique du Nord*.

Le procédé convient surtout pour les *free milling ores*, c'est-à-dire pour les minerais qui cèdent facilement leur or au mercure, et tout particulièrement pour les *résidus de l'amalgamation* (tailings). Mais, si les minerais contiennent l'or sous forme de gros grains ou sont trop riches en métal précieux, il ne peut plus être employé avec avantage, parce que les *gros grains* ne sont que *très lentement* attaqués par la solution de cyanure de potassium et que les minerais riches retiennent trop d'or. De nombreux minerais pyriteux conviennent aussi pour ce procédé, mais pour ces minerais les frais d'extraction de l'or sont dans beaucoup de cas plus considérables qu'avec la chloruration.

[Le procédé Mac Arthur-Forrest, appliqué au traitement des *tailings*, a donné jusqu'à ce jour, principalement au *Transvaal*, des résultats extrêmement *favorables*, et, en raison de son faible prix de revient, surtout lorsqu'il est combiné avec l'électrolyse (voy. p. 784), on peut considérer la production de l'or de ces résidus comme un bénéfice presque net, dont l'importance est d'ailleurs démontrée par les résultats de ces dernières années. La proportion de l'or produit par le procédé au cyanure s'est élevée successivement à 4,7 p. 100 en 1891, à 15,5 p. 100 en 1892, à 22,3 p. 100 en 1893 et les progrès se sont encore accentués en 1894.

Les minerais du Transvaal, qui contiendraient en moyenne 15 gr. d'or par tonne, sont traités de la manière suivante¹ :

Ils sont d'abord passés sur une grille inclinée, qui les partage en deux classes, le gros et le menu. Le gros, préalablement lavé par arrosage, afin de le débarrasser de la boue qui le recouvre, est trié, puis concassé dans un broyeur Gates et ensuite livré, avec le menu, à des bocards humides, au moyen d'alimentateurs automatiques.

Les bocards sont du système californien, avec plaques de cuivre amalgamées intérieurement et extérieurement ; chaque batterie comprend cinq bocards, dont les pilons pèsent 400 à 500 kilogr. et font 22 levées par minute. Les tamis ont 144 mailles par centimètre carré. On ajoute toutes les heures 30 grammes de mercure. Le rendement par bocard est de 3 à 4 tonnes par jour. Sur les plaques intérieures et au fond des auges, on recueille 12 p. 100 de l'or du minerai, sur les plaques extérieures 48 p. 100, soit en tout 60 p. 100. L'amalgame est lavé à l'eau dans un *clean-up-pan* (voy. p. 622), puis épuré par le mercure, dont l'excès est ensuite éliminé à l'aide d'un filtre-pressé ; il est ensuite distillé dans une cornue et le résidu d'or, après fusion dans des creusets de graphite avec des fondants appropriés, est coulé en lingots de 1000 onces (= 31 kilogr.), offrant une teneur en fin de 800 à 830 millièmes et ayant une valeur approximative de 93 000 francs.

Les *pyrites* contenues dans les résidus de l'amalgamation sont concentrées sur des tables dormantes, des tables à toiles ou des *frue vanners*. Ces derniers appareils sont les plus fréquemment employés ; ils ont 1^m,20 de largeur et 3^m,60 de longueur, et leur distributeur est muni de plaques amalgamées ; un *frue vanner*

¹ H. de Mosenthal, *Revue Sud-Africaine*, 5 août 1894, et L. Demarct, *Revue universelle des Mines, de la Métallurgie, etc.* Avril 1895.

passé 6 tonnes en 24 heures. Les *concentrés*, dont la proportion s'élève à 3 p. 100 du minerai broyé, renferment 33 à 40 p. 100 de pyrites, 20 à 25 p. 100 de soufre et 160 à 250 grammes d'or par tonne. Ils sont désaurifiés par le procédé Plattner, décrit précédemment (p. 749).

La pulpe tombant des appareils de concentration est conduite dans deux bassins de dépôt successifs. Dans le premier on recueille les *tailings*, sables à gros grains constituant 60 p. 100 du minerai et contenant par tonne 7 à 10 grammes d'or. Dans le second bassin, établi à un niveau inférieur, se déposent les matières impalpables ou *slimes* (schlamms, boues), représentant 37 p. 100 du minerai et dont la teneur en or est de 6 à 7 grammes par tonne¹. Depuis quelque temps, les bassins de dépôt sont souvent remplacés par des cuves circulaires, en bois ou en maçonnerie, dans lesquelles la pulpe venant des frues vanners est distribuée à l'aide d'appareils rotatifs à réaction munis de huit bras de différentes longueurs, de façon à répartir la pulpe sur toute la surface de la cuve. Les *slimes* s'écoulent par dessus le bord de celle-ci et tombent dans une rigole circulaire. Lorsque les cuves de dépôt sont pleines, on laisse les *tailings* s'égoutter pendant 15 à 24 heures ; ceux-ci ne contiennent plus alors que 12 p. 100 environ d'humidité. — La séparation des *tailings* des *slimes* est quelquefois effectuée à l'aide de *spitzkasten* ou caisses pointues.

Le schéma des différentes opérations qui viennent d'être décrites est représenté dans la figure 574, p. 789.]

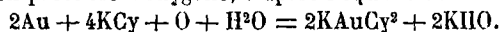
Le procédé Mac Arthur-Forrest comprend les trois opérations suivantes : 1^o la dissolution de l'or ; 2^o sa précipitation par le zinc de la solution de cyanure de potassium et d'or et 3^o le traitement du précipité.

Dissolution de l'or.

Faraday avait déjà démontré que l'or est dissous par le cyanure de potassium.

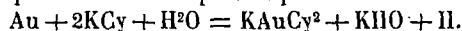
Les avis sont différents relativement aux réactions chimiques qui se passent lors de la dissolution de l'or.

Suivant *Elsner*², la dissolution de ce métal dans le cyanure de potassium n'aurait lieu qu'en présence d'oxygène, d'après l'équation :



*Roessler*³ a, dès 1866, mentionné l'or et l'argent comme métaux ayant besoin de l'oxygène de l'air pour se dissoudre dans le cyanure de potassium, tandis que le palladium, le zinc, le fer prennent l'oxygène à l'eau de la solution aqueuse du cyanure et dégagent de l'hydrogène en se dissolvant.

D'après *Mac Arthur* et *Janin*⁴, de l'oxygène ne serait pas nécessaire pour la dissolution de l'or, qui aurait lieu d'après l'équation :



Cependant, comme il ne faut pour la dissolution que de petites quantités d'oxygène, soit 15,95 parties de ce dernier pour 396,6 p. d'or ou 1 p. d'oxygène à peu près pour 25 p. d'or, on peut admettre que, même à l'abri du contact de

¹ [Les *slimes* ne se déposant que lentement, les eaux qui s'écoulent du bassin de dépôt contiennent toujours une certaine quantité d'or, qui s'élève parfois à 2 p. 100 de la teneur du minerai.]

² *Journ. für prakt. Chemie*, t. XXXVII, p. 333. •

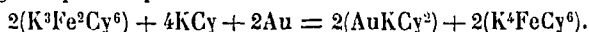
³ *Inaugural-Dissertation*, Göttingen 1866.

⁴ *The mineral Industry*. 1892.

l'air, l'oxygène est en quantité suffisante dans la poudre du minerai et dans le liquide dissolvant pour jouer le rôle en question lors de la dissolution de l'or. Il n'y a donc aucune raison pour exclure l'action de l'oxygène.

Moldenhauer a imaginé pour la dissolution de l'or un procédé basé sur le concours de ce gaz et qui d'après les expériences effectuées jusqu'à ce jour a donné d'excellents résultats.

Moldenhauer (*Affinerie de Francfort-sur-le-Main*) emploie pour dissoudre l'or une solution aqueuse de prussiate rouge de potasse et de cyanure de potassium. Ce liquide agit d'après l'équation :

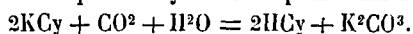


A l'usine d'essais de l'affinerie de Francfort, à Battigio, au Mont Rose, on a extrait par lixiviation à l'aide de ce liquide environ 16 gr. d'or de pyrites riches en arsenic, contenant par tonne 20 gr. du métal précieux.

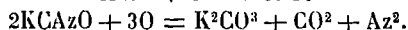
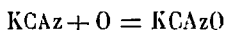
La quantité de cyanure de potassium nécessaire pour la dissolution s'élève, d'après la théorie, à 130,04 parties pour 196,8 parties d'or. D'après cela, 2 parties de cyanure de potassium suffiraient pour dissoudre 3 parties d'or. Mais, en réalité, on emploie avec des minerais de richesse moyenne en or et des minerais pauvres environ 10 parties de cyanure de potassium pour 1 partie d'or. Cette énorme consommation est due à la facile décomposition du cyanure de potassium, ainsi qu'à l'action décomposante qu'exercent sur ce dernier les éléments d'un grand nombre de minerais.

Ainsi, le cyanure de potassium est décomposé par l'acide carbonique et l'oxygène de l'air, ainsi que par les alcalis caustiques, l'acide sulfurique, les sulfates du fer.

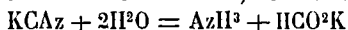
L'acide carbonique décompose le cyanure de potassium d'après l'équation :



L'oxygène de l'air le transforme d'abord en cyanate et ensuite en carbonate, d'après les équations :

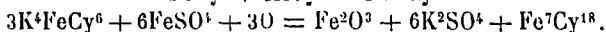
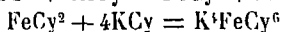
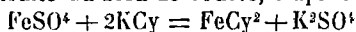


Les alcalis libres, qui sont ordinairement contenus dans le cyanure de potassium du commerce, et ceux qui sont ajoutés aux minerais pour neutraliser les acides et décomposer les sels de fer, donnent lieu à une décomposition, dans laquelle l'eau joue un rôle capital, sans que les alcalis eux-mêmes soient altérés. Cette décomposition se produit surtout lors de la précipitation de l'or par le zinc et aurait lieu, d'après Butters et Clennel¹, de la manière suivante :



Les minerais d'or pyriteux, qui ont été pendant longtemps exposés à l'action des agents atmosphériques, contiennent, par suite de la décomposition du sulfate de fer, des sulfates du fer et de l'acide sulfurique libre.

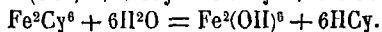
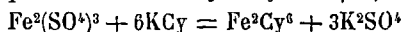
Le sulfate ferreux forme avec le cyanure de potassium d'abord du ferrocyanure de potassium et ensuite du bleu de Prusse, d'après les équations :



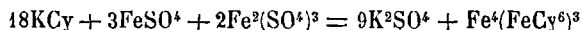
Le sulfate ferrique donne avec le cyanure de potassium de l'acide cyanhyr

¹ *The Engin. and Min. Journal*, octobre 1892, p. 392.

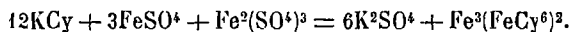
trique, du sulfate de potassium et de l'hydroxyde de fer, d'après les équations :



Un mélange de sulfate ferrique et de sulfate ferreux forme avec le cyanure de potassium, suivant que c'est le premier ou le second des sels qui prédomine, du bleu de Prusse ou du bleu de Turnbull, d'après les équations :

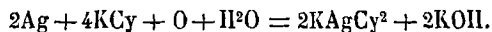


ou



L'acide sulfurique libre transforme le cyanure de potassium en sulfate de potassium, avec dégagement d'acide cyanhydrique.

Le cyanure de potassium dissout également l'argent et les métaux non précieux (zinc, cuivre). *Marc Arthur* et *Forrest* pensent que les solutions étendues de cyanure de potassium (0,2 à 0,8 p. 100 KCy) ne dissolvent que l'or et l'argent et n'attaquent que très peu les métaux non précieux. Cependant, d'après *Butters* et *Clennell*¹, ces derniers métaux sont aussi assez attaqués par le cyanure de potassium pour que des minerais qui en contiennent de grandes quantités ne soient pas convenables pour le procédé en question, comme l'ont démontré des expériences effectuées en Californie et en Australie. Le sulfure d'argent² n'est pas attaqué par le cyanure de potassium, mais l'argent natif, d'après l'équation :



Le sulfure de cuivre est au contraire dissous sous forme sous-sulfocyanure³.

On peut réduire la perte en cyanure de potassium, en employant un cyanure pur et de l'eau pure, en soumettant les minerais à une préparation préliminaire convenable et en effectuant la dissolution à l'abri du contact de l'air.

Le minerai à lessiver par le cyanure de potassium est pulvérisé à l'aide de cylindres broyeurs ou de bocards, de façon que la poudre traverse un tamis avec 40 à 60 mailles sur une longueur de 0^m,0254. Les minerais humides sont desséchés avant la lixiviation. Les résidus de l'amalgamation de l'or, les *tailings*, tels qu'ils sont préparés dans l'Afrique du Sud (voy. p. 772), possèdent le degré de finesse nécessaire pour la lixiviation.

La lixiviation ou cynauration est effectuée dans des cuves en bois, la masse étant immobile. La lixiviation avec les masses en mouvement exige une dépense de force considérable et occasionne une décomposition du cyanure de potassium plus rapide que lorsque la masse est immobile, et c'est pour cela que dans la plupart des usines elle a été abandonnée. Les cuves de lixiviation consistent aussi quelquefois en excavations creusées dans le rocher et cimentées.

Actuellement, les cuves en bois ont généralement une section horizontale circulaire. Comme les cuves à lixiviation dont il a été question à propos de l'argent, elles possèdent un double fond à claire-voie, sur lequel est étendu un filtre formé d'une natte en fibres de coco. Entre les deux fonds se trouve une couche de sable grossier et de cailloux. La lessive sort par un robinet en fer adapté au fond de la cuve.

Dans l'Afrique du Sud, la capacité des cuves fut d'abord de 35 à 50 tonnes.

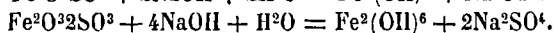
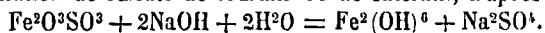
¹ *The Engin. and Min. Journal*, 1892, p. 416. •

² *Ibid.*, 1892, p. 416.

³ W. Bettel, *The Engin. and Min. Journal*, 1892, p. 416.

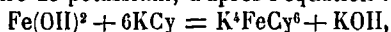
Les cuves des *usines Robinson*, au *Transvaal*, contiennent 75 tonnes de minerais ou de *tailings*, celles des établissements de la *Langlaate-Estate* 400 tonnes. A la *New Primrose Mine* (Transvaal), on emploie des cuves d'une capacité encore plus grande.

Lorsqu'on a affaire à des *minerais*, qui contiennent de l'*acide sulfurique libre* et des *sulfates du fer*, il est nécessaire, pour les raisons indiquées précédemment, d'éliminer ou de décomposer ces corps avant la lixiviation par le cyanure de potassium. Dans ce but, on lessive d'abord les minerais dans les cuves avec de l'eau, qui entraîne l'acide sulfurique libre et les sels neutres du fer, puis pour décomposer les sels basiques, on lessive avec de la soude caustique ou de l'eau de chaux, par lesquelles le sulfate ferrique est transformé en hydroxyde de fer, avec formation de sulfate de sodium ou de calcium, d'après les équations



La chaux doit être préférée à la soude caustique parce qu'elle décompose moins facilement le cyanure de potassium et que dans les vases à précipitation elle n'attaque pas aussi facilement le zinc que les alcalis caustiques.

L'*hydroxyde de fer* fraîchement précipité peut transformer le cyanure de potassium en ferrocyanure de potassium, d'après l'équation :



ce qui donne également lieu à des pertes de cyanure de potassium. L'hématite brune n'agit pas sur le cyanure de potassium.

On lessive d'abord avec une solution de cyanure de potassium contenant 0,6 à 0,8 p. 100 de ce sel et ensuite avec une solution plus faible. On laisse la première liqueur pendant 12 heures en contact avec le minerai et après l'avoir évacuée, on verse sur ce dernier une nouvelle quantité de la même solution, en la laissant en contact avec les minerais pendant 6 à 12 heures, suivant la teneur en or de ceux-ci. On emploie en moyenne par tonne de minerai 1/2 tonne de solution de cyanure à 0,6-0,8 p. 100. La solution faible, qu'après l'écoulement de la solution forte on verse sur le minerai, contient 0,2 à 0,4 p. 100 de cyanure. Cette solution est la *lessive finale* de la *précipitation de l'or par le zinc* de la lessive aurifère, et on peut l'employer tant qu'elle renferme encore du cyanure de potassium libre. On la laisse agir sur le minerai pendant 8 à 10 heures. On emploie en moyenne par tonne de minerai 1/2 tonne de cette solution.

La lixiviation par le cyanure de potassium est suivie d'un *lavage du minerai avec de l'eau* et les résidus sont ensuite retirés de la cuve.

La *consommation moyenne de cyanure de potassium* par tonne de minerai s'élève à 1/2 tonne de solution à 0,6-0,8 p. 100 et à 1/2 tonne de solution à 0,2-0,4 p. 100 de cyanure. Elle est moindre avec des minerais qui ne renferment que du quartz et de l'hématite brune. Ainsi, aux *usines Robinson*, dans le Transvaal, 20 tonnes seulement de lessive furent nécessaires pour l'extraction de 40 onces d'or de 75 tonnes de *tailings*.

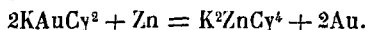
Lorsqu'on a affaire à des minerais convenables, on peut faire passer la même solution dans plusieurs cuves remplies de minerai. On obtient alors une lessive plus riche en or qu'en procédant comme il vient d'être dit et, comme lors de la précipitation, une plus faible quantité de solution de cyanure de potassium se trouve en contact avec le zinc, on perd moins de cyanure. On obtient aussi un précipité d'or plus pur.

Dans la plupart des usines, on prépare la solution de cyanure de potassium

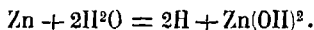
nécessaire pour la lixiviation en dissolvant du cyanure du commerce (avec 72 à 78 p. 100 de KCy) dans aussi peu d'eau que possible et en mélangeant ensuite cette solution concentrée avec de l'eau de lavage ou des lessives finales jusqu'au degré de dilution désiré. Dans quelques usines (dans celles de Robinson, par exemple), on ajoute, lors de la lixiviation de l'or, le cyanure de potassium en morceaux en quantité suffisante pour restituer au liquide dissolvant sa force primitive.

Précipitation de l'or.

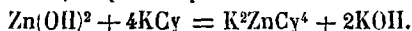
L'or contenu dans la solution de cyanure auro-potassique est précipité au moyen de zinc sous forme de tournure à surface brillante. La précipitation a lieu, d'après l'équation :



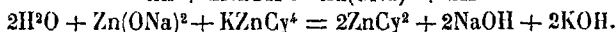
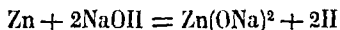
D'après cette équation, on pourrait précipiter 393,6 parties d'or avec 65,4 parties de zinc ou 6 parties d'or avec 1 partie de zinc. Mais en grand, on ne précipite en réalité que 32 parties d'or avec 453 parties de zinc. Cette énorme consommation de zinc a pour cause différentes réactions secondaires qui se passent lors de la précipitation. Suivant *Butters et Clennell*¹, il se produit, par suite du contact du zinc avec l'or précipité, un courant électrique qui décompose l'eau. Le zinc est oxydé par l'hydrogène mis en liberté. Il se forme de l'hydroxyde de zinc d'après l'équation :



L'hydroxyde de zinc est dissous par le cyanure de potassium avec séparation d'hydroxyde de potassium, d'après l'équation :



Les *alcalis caustiques* contenus dans la dissolution transforment une partie du zinc, avec dégagement d'hydrogène, en un *zincate alcalin*, qui de la solution de cyanure de potassium et de zinc sépare, sous forme d'un précipité blanc, le cyanure simple de zinc. En présence de soude caustique, ces réactions ont lieu d'après les équations suivantes :



Ces réactions empêchent l'accumulation de quantités trop grandes de zinc dans le liquide.

Le cyanure de potassium et de zinc ne dissout pas l'or. Comme jusqu'à présent il n'a pas été possible de régénérer le cyanure de potassium de cette combinaison, le cyanure de potassium que celle-ci renferme est perdu pour l'extraction de l'or.

On emploie comme *précipitant de la tournure de zinc brillante*, que l'on obtient en tournant des plaques de zinc enroulées sous forme de cylindres.

Les grenailles et les feuilles de zinc offrent trop peu de surface, tandis que la poudre et l'amalgame de zinc présentent bien une surface suffisante, mais s'obstruent dès que l'écoulement des lessives est interrompu.

Afin d'empêcher la surface de la tournure de zinc de s'oxyder, on ne prépare celle-ci qu'au moment de s'en servir.

Les *caisses à précipitation* sont en bois et elles sont partagées par des cloisons transversales en une série de compartiments que le liquide aurifère traverse suc-

¹ *The Engin. and Min. Journal*, 1892, p. 416.

cessivement, en passant par-dessus le bord supérieur des cloisons. Dans chaque compartiment se trouve une boîte avec fond ou tamis en toile de fer, avec 4 mailles sur une longueur de 0^m,0254. Ces boîtes, qui peuvent être retirées facilement des compartiments, reçoivent la tournure de zinc.

L'or précipité par celle-ci passe à travers les tamis, qui retiennent la tournure de zinc.

Les caisses à précipitation dont on se sert aux usines Robinson sont à fond incliné et ont une longueur de 6^m, une largeur de 0^m,60 et une profondeur moyenne de 0^m,60. Elles sont partagées en 10 compartiments de chacun 0^m,55 de longueur. Le premier compartiment sert pour la clarification des lessives aurifères. Les 7 compartiments suivants contiennent chacun 36 litres 35 de tournure de zinc, d'un poids approximatif de 18 kilogr. Les deux derniers compartiments servent pour recueillir les particules d'or, qui ont été entraînées par la lessive.

[Les figures 560 à 562 représentent une caisse à précipitation par le zinc comme celles qui sont en usage aux *Main Reef works*. Cette caisse est divisée en 13 compartiments par des cloisons transversales doubles, laissant entre elles un espace libre et dont l'une (*a*) descend jusqu'au fond de la caisse, tandis que l'autre (*b*), qui s'élève un peu au-dessus de la première, laisse entre son bord inférieur et le fond un certain intervalle. Pour se rendre d'un compartiment dans l'autre, le liquide passe d'abord sous cette dernière cloison, puis monte dans l'espace libre laissé entre les deux cloisons et se déverse dans le compartiment suivant. Au niveau du bord inférieur de la cloison *b* se trouve la toile *c* destinée à recevoir la tournure de zinc ; cette toile est munie d'une tige permettant de l'enlever, avec le zinc resté indissous, une fois l'opération achevée. Cette caisse à précipitation a extérieurement 7^m,50 de longueur, 1^m,14 de largeur et 0^m,84 de hauteur. Le premier compartiment dans lequel se déverse d'abord la solution à désaurifier a une largeur double de celle des autres.]

Les lessives aurifères fortes et les lessives faibles sont dirigées dans des systèmes séparés de caisses à précipitation et après la précipitation de leur or elles sont recueillies dans des bassins collecteurs séparés. De ces derniers, elles sont retournées à l'aide de pompes dans les cuves de cyanuration.

Les caisses à zinc sont établies à un niveau plus bas que les cuves de cyanuration (voy. la fig. 566, p. 781). On fait couler lentement les lessives aurifères sur la tournure de zinc, par laquelle l'or est précipité sous forme d'un schlamm noir. Outre l'or, il se précipite aussi de l'argent, et les métaux non précieux passés dans la solution de cyanure de potassium, s'ils ne sont pas plus électronégatifs que le zinc, sont également précipités par ce dernier.

Par suite des réactions exposées précédemment, les lessives sont à leur sortie des caisses à précipitation beaucoup moins riches en cyanure de potassium qu'au moment de leur entrée dans ces vases.

C'est dans les premiers compartiments des caisses que l'or se précipite le plus rapidement. Le zinc y est dissous assez promptement et il est ensuite remplacé par de la tournure des autres compartiments, où le zinc frais est ajouté.

Le précipité d'or est retiré des vases à précipitation une ou deux fois par mois. Dans ce but, on enlève d'abord les boîtes à tamis avec la tournure de zinc non encore dissoute, puis on laisse se déposer le schlamm d'or resté dans les caisses et à l'aide d'un siphon on décante le liquide qui le surnage. La masse boueuse qui reste est déposée dans un tamis avec 40 mailles sur une longueur de 0^m,0254

et ensuite brassée avec un bâton dont l'extrémité est en caoutchouc. Le liquide, l'or et une partie du zinc en poudre fine traversent alors le tamis, tandis que la

Fig. 560. — Caisse à zinc pour la précipitation de l'or de la solution de cyanure auro-potassique ; vue extérieure et coupe longitudinale.

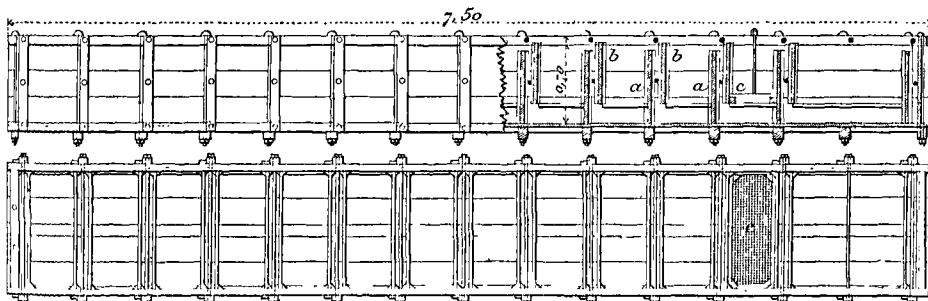


Fig. 561. — Caisse à zinc ; coupe horizontale.

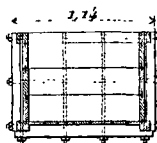


Fig. 562. — Caisse à zinc ; coupe transversale.

majeure partie du zinc reste sur ce dernier. Le zinc est déposé sur celui qui se trouve dans les premiers compartiments des caisses à précipitation.

Le *schlamm d'or* renferme de l'or et de l'argent très-divisés, une grande quantité de zinc, en outre du plomb, de l'étain, du cuivre, de l'antimoine, de l'arsenic, des matières organiques et d'autres impuretés provenant du zinc et des minerais.

[Aux *Simmer and Jack works*¹, le précipité aurifère des caisses à zinc est traité de la manière suivante : Le liquide contenant encore du cyanure de potassium est d'abord déplacé par de l'eau pure ; le zinc non dissous est enlevé, après avoir été lavé avec soin dans la caisse, en permettant aux particules fines de zinc et d'or de tomber au fond de cette dernière. La majeure partie de l'eau est alors pompée dans des cuves (de 2^m,74 de diamètre et 1^m,98 de profondeur), où se dépose l'or qui a pu être entraîné ; on pompe ensuite l'eau qui reste dans une autre cuve plus petite (de 2^m,15 de diamètre et 1^m,22 de profondeur), en laissant au fond de chaque compartiment la majeure partie de l'or précipité, mélangé avec du zinc en poudre fine et en petits fragments. Ce mélange est retiré des caisses et lavé sur un tamis à mailles fines, au-dessus d'une petite cuve, afin de séparer les plus gros fragments de zinc et les résidus. On ajoute un peu d'alun dans la petite cuve où sont tombées les particules d'or, de zinc, etc., qui ont traversé le tamis, et on laisse le dépôt s'effectuer pendant 24 à 48 heures. L'eau

¹ C. Butters et E. Smart, *Plant for the extraction of gold by the cyanide process*, Londres 1895.

est ensuite décantée avec soin, jusqu'à ce qu'elle commence à entrainer des particules du schlamm. Ce dernier, qui se compose principalement d'eau, d'or et de zinc, est versé dans des caisses en fer et envoyé à la fonte.]

Traitement du précipité d'or.

Le précipité d'or est *desséché* et ensuite *fondue* avec du sable, du borax et du bicarbonate de sodium. Un creuset plein de masse fondue contient 100 à

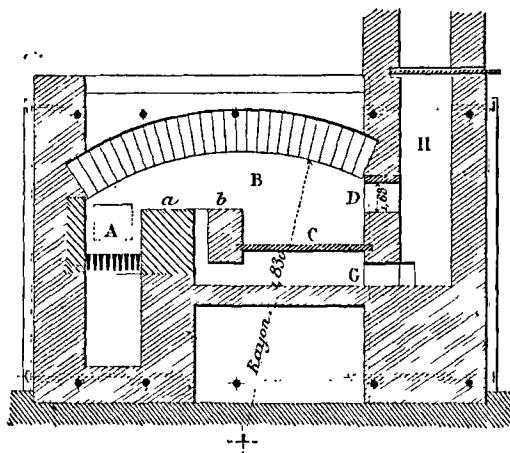


Fig. 563. — Four à réverbère et à mouffes pour le grillage du précipité aurifère ; coupe longitudinale. (Simmer and Jack Works.)

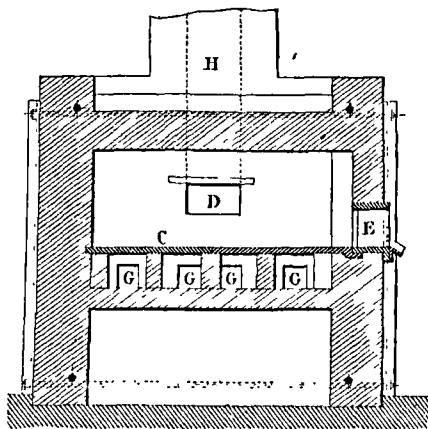


Fig. 564. — Four à réverbère et à mouffes ; coupe transversale.

150 onces d'alliage d'or. Le zinc se volatilise pendant la fusion et entraine avec lui de grandes quantités d'or. Les scories zingueuses qui se forment renferment aussi de l'or et doivent par suite être traitées à part (le mieux par employment).

Le régule métallique obtenu a une teneur en or fin de 650 à 800 millièmes et contient de l'argent, du plomb, du zinc et souvent aussi de petites quantités de cuivre.

[Depuis quelque temps, on obtient un régule plus riche en or (800 à 950 millièmes) et on diminue en même temps les pertes en métal précieux par volatilisation en soumettant, avant la fusion, le précipité d'or à une préparation préliminaire plus soignée. Ainsi, au Witwatersrand, on mélange le schlamm aurifère

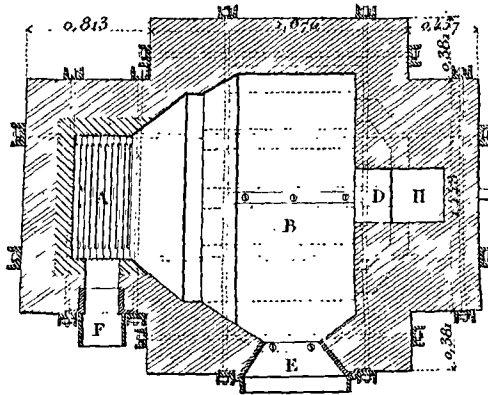


Fig. 565. — Four à réverbère et à moufles ; coupe horizontale.

préalablement desséché avec du salpêtre en poudre, puis on le calcine à une faible chaleur dans des caisses en fer plates et ensuite on le grille dans des fours à réverbère ou dans des moufles. Dans d'autres localités, on obtient aussi un bon résultat au moyen d'un traitement préalable par l'acide sulfurique.

Aux *Simmer and Jack Works*¹, le schlamm d'or et de zinc, obtenu comme il a été dit précédemment (p. 779) est grillé, en vue de l'oxydation du zinc, dans

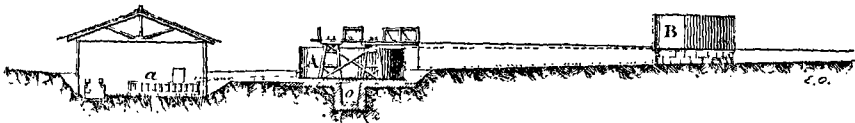


Fig. 566. — Ensemble d'une usine pour le traitement des tailings d'après le procédé Mac Arthur-F Forrest ; coupe verticale suivant la ligne AA de la figure 565. (Main Reef Works.) 1/1000.

un four particulier, qui est une combinaison d'un four à réverbère avec un four à moufles. Ce dispositif est représenté par les figures 563 à 565. A est le foyer à grille, B le laboratoire, dont la sole consiste en une plaque de fer C, et D le ram-pant. Le pont de chauffe est formé de deux massifs, a et b, laissant entre eux un espace permettant à une partie des gaz du foyer de passer au-dessous de la plaque C et de la chauffer, tandis que l'autre partie, mélangée d'air, passe au-dessus et oxyde la majeure partie du zinc. E est la porte de travail, F la porte

¹ C. Butlers. et E. Smart, *loc. cit.*

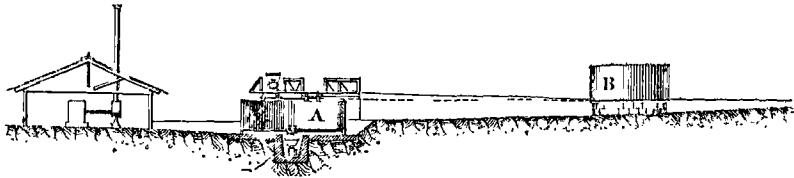


Fig. 567. — Ensemble d'une usine pour le traitement des tailings ; coupe verticale suivant la ligne BB de la figure 568. 1/600.

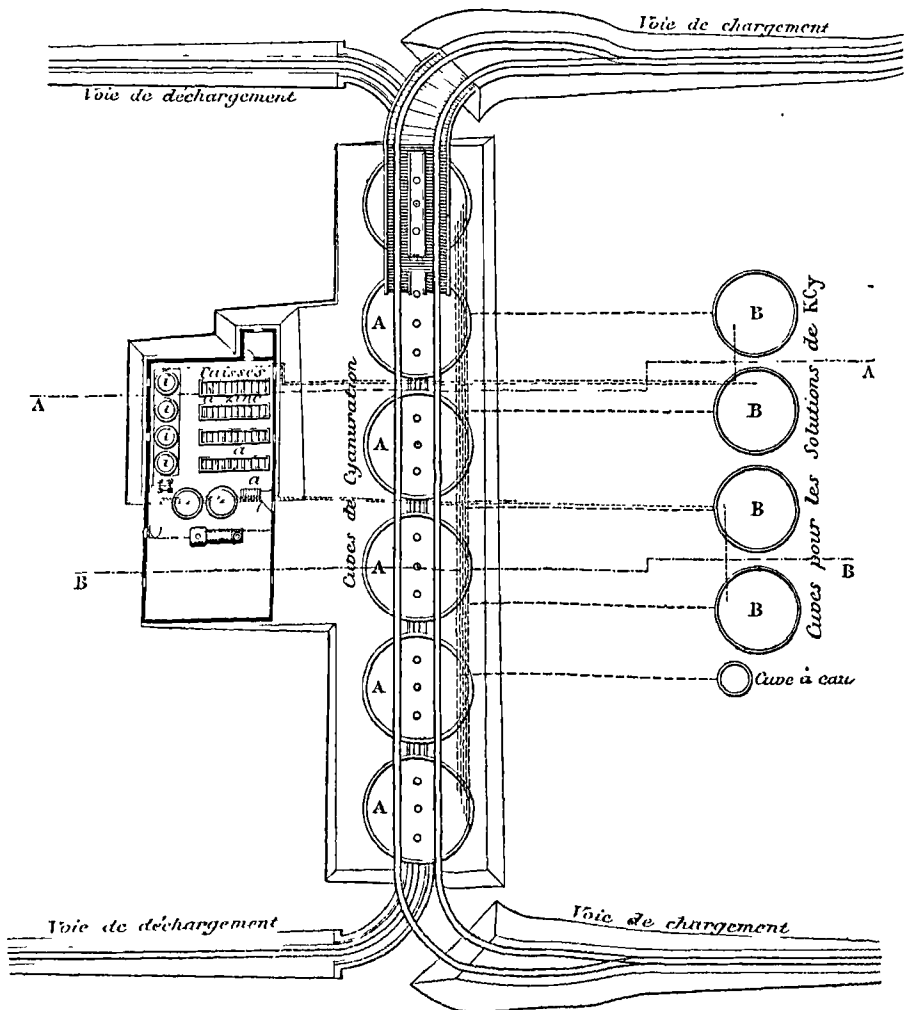


Fig. 568. — Ensemble d'une usine pour le traitement des tailings ; plan. 1/600.

de chauffe et G, G sont les rampants par lesquels les gaz qui passent au-dessous de la plaque C se rendent dans la cheminée II.

La disposition générale d'une usine de traitement des tailings par la méthode qui vient d'être décrite est mise en évidence par les figures 566 à 568. Les cuves de cyanuration A, A, au nombre de 6, ont 7^m,93 de diamètre, 2^m,44 de profondeur et une capacité de 135 tonnes. Les 4 cuves, B, B, contenant les solutions de cyanure de potassium, ont une capacité de 105 tonnes, avec un diamètre de 6^m,10 et une profondeur de 2^m,75; 2 de ces cuves reçoivent les solutions fortes, les 2 autres les solutions faibles. Les caisses à zinc *a*, *a* pour la précipitation de l'or du cyanure auro-potassique offrent les dimensions indiquées précédemment (p. 778); elles sont au nombre de 4, dont 2 pour la décomposition des liqueurs aurifères fortes et 2 pour celle des liqueurs faibles. La quantité de solution de cyanure d'or et de potassium qui passe en 1 heure à travers chaque caisse s'élève à environ 5,5 tonnes. Comme le montrent les figures 566 et 567 les différents appareils sont établis à des niveaux différents, afin de faciliter la circulation des liquides. La solution contenue dans les cuves B, B s'écoule d'abord dans les cuves A, A et le liquide chargé de cyanure auro-potassique, sortant de celles-ci, se rend dans les caisses à zinc *a*, *a*. Le liquide désaurifié dans ces dernières s'écoule dans les bassins *i*, *i*, établis au-dessous du plancher de l'atelier et de ceux-ci il est remonté à l'aide de pompes à vapeur dans les cuves B, B. Les cuves de cyanuration sont établies au-dessus d'un tunnel *o* (fig. 566), pourvu d'une voie de fer, sur laquelle roulent les wagonnets *v* (fig. 567), destinés à recevoir les résidus de la lixiviation; ces résidus sont évacués des cuves par la bonde de fond dont celles-ci sont munies. Le chargement des tailings est également effectué à l'aide de wagonnets amenés au-dessus des cuves A, A sur une voie de fer.]

Modifications du procédé Mac Arthur-Forrest.

L'emploi du zinc comme précipitant présente de nombreux inconvénients : avec le cyanure de potassium et de zinc qui se forme, en même temps que l'or est précipité, on ne peut pas régénérer le cyanure de potassium, on est par suite obligé de rejeter de temps en temps ce corps, ce qui est très-dangereux à cause de ses propriétés vénéneuses; en outre, le zinc, lors de la précipitation, donne lieu à d'autres pertes en cyanure de potassium, la quantité de zinc consommée est très-grande, ce métal ne peut être employé que sous forme de tournure brillante, qui doit être préparée par les usines elles-mêmes au moment de son emploi et enfin le précipité d'or zincifère ne peut être traité pour or que difficilement et avec de grandes pertes.

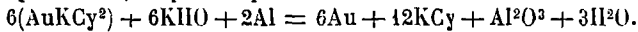
C'est pour cela qu'on s'est efforcé de remplacer le zinc par d'autres précipitants. Les précipitants ordinaires de l'or, comme le sulfate ferreux, l'acide oxalique, l'hydrogène sulfuré, le sulfure de sodium, ne sont pas applicables dans le cas actuel. *Molloy* a proposé les amalgames de potassium et de sodium, tandis que l'affinerie de Francfort-sur-le-Mein recommande l'aluminium. L'or est précipité de ses solutions dans le cyanure de potassium par l'amalgame de potassium (ou de sodium) et transformé en amalgame d'or, tandis que le cyanure de potassium (ou de sodium) est régénéré. Le cyanure de sodium dissout tout aussi bien l'or que le cyanure de potassium. Mais jusqu'à présent on n'est pas encore parvenu à préparer cet amalgame à un prix peu élevé.

*Molloy*¹ prépare le sodium par électrolyse du carbonate de sodium. Il fait couler

¹ *The Engin. and Min. Journal*, 1892, p. 155 et 365.

la dissolution de l'or dans le cyanure de potassium ou de sodium à travers un vase à bords peu élevés, dont le fond est couvert de mercure. Un cylindre sans fond est placé dans ce vase de façon que son bord inférieur plonge dans le mercure. Ce cylindre est rempli de carbonate de sodium et contient une baguette de plomb. Cette dernière et le mercure sont mis en communication avec les pôles opposés d'une batterie électrique. Le circuit électrique étant fermé, le carbonate de sodium est décomposé. Le sodium est séparé au pôle mercure et absorbé par celui-ci. Le sodium de l'amalgame de sodium ainsi formé précipite l'or de la solution et le remplace dans la solution cyanique. L'or est amalgamé par le mercure.

D'après *Roessler*, l'aluminium en feuilles a l'avantage de précipiter assez rapidement l'or en solution faiblement alcaline, en régénérant en même temps le cyanure de potassium, d'après l'équation :



[*Johnston* a proposé récemment (1894), pour précipiter l'or de la solution du cyanure auro-potassique, de faire passer celle-ci sur un certain nombre de filtres contenant du charbon de bois en poudre. Le charbon, sur lequel l'or est ainsi précipité, est brûlé et le métal est ensuite extrait du résidu par fusion avec des fondants appropriés. Ce procédé rapide et peu coûteux permettrait, d'après son inventeur, d'extraire au moins 95 p. 100 de l'or contenu dans la solution, mais la régénération du cyanure de potassium est impossible, ce dernier étant décomposé par le charbon.

Les trois procédés dont il vient d'être question n'ont pas été jusqu'à présent l'objet d'une application en grand.]

[*Précipitation de l'or par électrolyse.* — L'emploi de l'électrolyse pour la précipitation de l'or de la solution du cyanure auro-potassique permet de réaliser une grande économie de cyanure de potassium, car les solutions n'ayant pas besoin, comme cela est nécessaire pour la précipitation par le zinc, de renfermer un grand excès de ce sel, on peut effectuer la lixiviation des tailings avec des li-queurs très-étendues; il suffit, en effet, que celles-ci ne contiennent pas plus de 0,05 à 0,08 p. 100 de cyanure pour la première lixiviation, et seulement 0,01 p. 100 pour la seconde.

L'électrolyse (*procédé Siemens-Halske*) est depuis quelque temps employée en grand avec beaucoup de succès par quelques usines du Transvaal, notamment par celle de la *Rand central ore reduction Company*, à Worcester, au Witwatersrand.

L'installation se compose de quatre bains ou caisses, dont la disposition est représentée par les figures 569 à 571. Ces caisses ont intérieurement 6^m,25 de longueur, 2^m,19 de largeur, 1^m,22 de profondeur et 75^{mm} d'épaisseur de paroi. Chaque caisse contient 89 anodes, consistant en plaques de fer de 2^m,13 × 0^m,915, sur 3^{mm},2 d'épaisseur, et 88 cathodes formées de lamelles de plomb étendues sur des fils de fer fixés à un cadre en bois. Chaque cadre contient trois lamelles de 0^m,915 × 0^m,610, de sorte qu'avec les deux faces de chacune d'elles on a une surface totale de cathodes de 278,7 m. carrés. La distance entre les électrodes est de 33^{mm}. Les caisses sont partagées en 8 compartiments *a, a* par des cloisons en bois doubles, *b, b*, disposées, comme le montre la figure 569, de façon à laisser entre elles un espace libre, par lequel la solution aurifère à décomposer est obligée de passer pour se rendre d'une extrémité à l'autre du bain, en traversant successivement tous les compartiments. Les divisions de la caisse sont aussi quelquefois obtenues en disposant en chicane, à des intervalles réguliers, un certain nombre

de plaques anodes, les unes touchant le fond du bain et les autres étant suspendues à une certaine distance (3^{cm} environ) au-dessus de ce fond.

La force électromotrice dans le bain s'élève à 4 volts, l'intensité du courant à 600 ampères et sa densité à 0,65 ampère par mètre carré. L'or se dépose sur les lamelles de plomb sous forme d'une croûte adhérente. Les plaques de fer sont rongées très-lentement et il se forme à leurs dépens (en petite quantité) du bleu

Fig. 569. — Caisse pour la précipitation de l'or par électrolyse; vue extérieure et coupe longitudinale. (Procédé Siemens et Halske.)

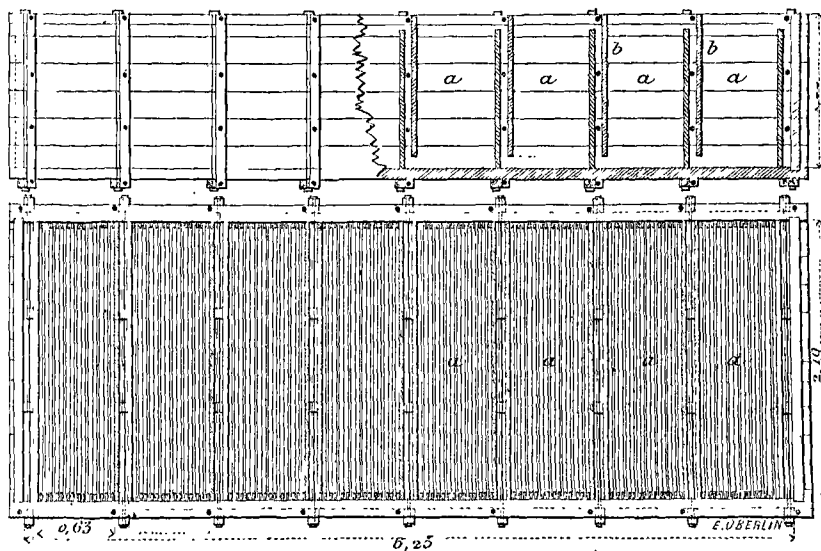


Fig. 571. — Caisse pour la précipitation de l'or par électrolyse; coupe horizontale.

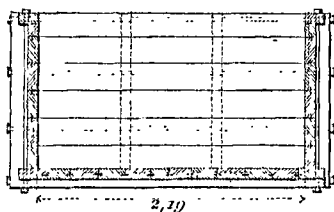


Fig. 570. — Caisse pour la précipitation de l'or par électrolyse; coupe transversale.

de Prusse qui, recueilli dans des sacs en toile enveloppant les plaques, peut être employé pour la régénération du cyanure de potassium.

Des bains, maintenus couverts pendant l'électrolyse, on retire une fois par mois les cathodes chargées de 2 à 12 p. 100 d'or, puis on les fond et on les soumet à la coupellation, qui donne un or très-pur. Aux cathodes extraites des bains, on substitue de nouvelles lamelles de plomb et en même temps on remplace les anodes qui sont trop attaquées, après quoi on continue l'électrolyse. On consomme par mois pour le traitement de 907 tonnes de tailings, fournies par 3000 tonnes de minerai, environ 340 kilogr. de plomb et 490 kilogr. de fer.

Les figures 572 et 573 représentent la disposition générale de l'usine de la *Rand central ore reduction Company*, à Worcester. Les cuves de cyanuration A, A, au nombre de cinq, sont établies sur des piliers en pierre *i*; l'espace libre *o*, entre les piliers intérieurs, est pourvu d'une voie de fer pour le déchargement. Ces cuves

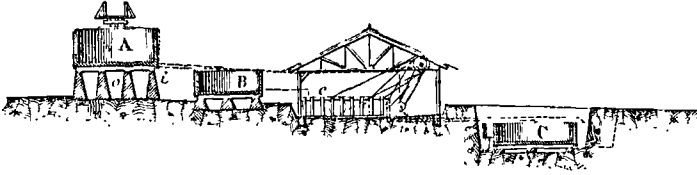


Fig. 572. — Ensemble d'une usine à cyanuration travaillant par électrolyse ; coupe verticale. (Rand central ore reduction Company.) 1/600.

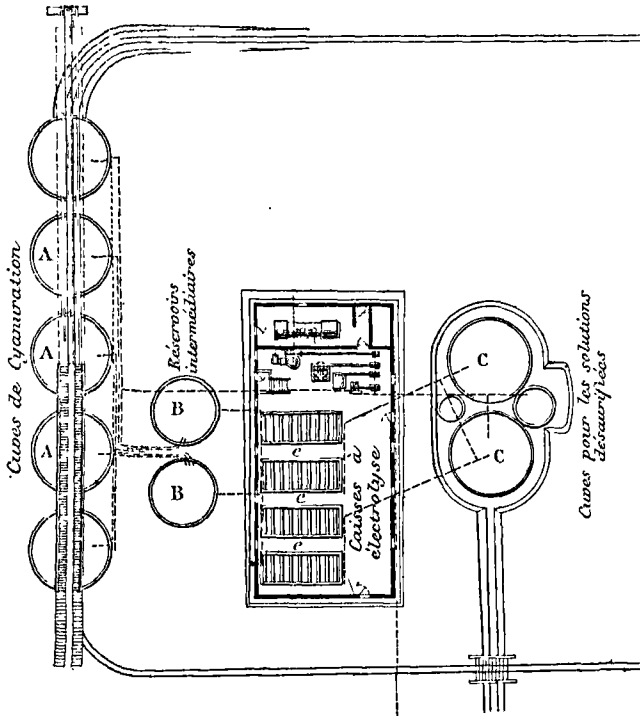


Fig. 573. — Ensemble d'une usine à cyanuration travaillant par électrolyse ; plan. 1/600.

ont 6^m,10 de diamètre, 3^m,05 de profondeur et une capacité de 100 tonnes. Entre elles et les caisses à électrolyse, *e, e*, sont placées deux autres cuves plus petites, B, B (4^m,88 de diamètre et 1^m,83 de profondeur), formant deux réservoirs intermédiaires, où se rend d'abord le liquide à désaerifier et desquelles il peut alors s'écouler en un courant constant dans les caisses à précipitation, ce qui est très-important. La solution désaerifiée sortant des caisses à électrolyse *e, e* se

rend dans les cuves C, C, établies dans une excavation en dehors de l'atelier ; ces cuves ont 6^m,10 de diamètre et 2^m,44 de profondeur. Le liquide qui s'y rassemble est remonté au moyen de pompes dans les cuves de cyanuration.]

[*Procédé de P. de Wilde.* — Par le procédé qu'il vient d'imaginer récemment, P. de Wilde¹, de Bruxelles, se propose de réduire la consommation de cyanure de potassium, en régénérant la quantité employée en excès ou en se servant pour la lixiviation de *solutions très-étendues* (ne contenant que 0,025 p. 100 de cyanure) et rendues alcalines par un peu de soude caustique (0,025 p. 100). Par ce dernier mode opératoire, la méthode nouvelle ressemble au procédé Siemens-Halske, mais en diffère, ainsi que du procédé primitif Mac Arthur-Forrest, en ce que l'or, au lieu d'être séparé à l'état métallique de la solution qui le contient, est précipité de celle-ci ou sous forme de *cyanure simple* (AuCy), duquel le métal précieux est extrait par la voie humide ou par les voies sèche et humide combinées. L'opération est conduite de la manière suivante.

La lixiviation des tailings par la solution de cyanure de potassium est effectuée comme dans les autres procédés. Lorsqu'on s'est servi de solutions fortes, on ajoute aux lessives, avec précaution et en agitant, une solution de sulfate ferreux, qui donne naissance à un précipité floconneux, formé de protocyanure de fer et de cyanure de potassium, mais dont la composition n'est pas exactement connue et dont la couleur varie du jaune rougeâtre au vert. (*Siadeler* attribue à ce précipité la formule Fe^2KCy^2 .) La précipitation est achevée, lorsqu'un échantillon du liquide filtré donne avec le ferricyanure de potassium une coloration bleue, c'est-à-dire lorsque le liquide contient un léger excès de sel ferreux, qui avec le ferricyanure de potassium donne du bleu de Turnbull ($6\text{KCy}, \text{Fe}^2\text{Cy}^6 + 3\text{FeSO}^4 = 3\text{FeCy}^2, \text{Fe}^2\text{Cy}^6 + 3\text{K}^2\text{SO}^4$). Il est convenable, par un essai préliminaire, effectué sur un volume connu du liquide, de déterminer la quantité de sulfate ferreux qui est exactement nécessaire pour précipiter complètement le cyanure en excès.

Le précipité produit par le sulfate ferreux a la propriété de se transformer en bleu de Prusse au contact de l'air ou d'acides. A l'aide d'un filtre-pressé ou d'un filtre à vide, on le sépare d'avec le liquide, puis on le suspend dans de l'eau et, en ajoutant de la potasse caustique, on le convertit en ferrocyanure de potassium, avec lequel on peut, après séparation du précipité d'hydrate de protoxyde de fer produit en même temps, régénérer le cyanure de potassium.

Lorsque la lessive aurifère contient beaucoup d'alcali libre, il faut, avant de la précipiter, la neutraliser à l'aide d'un acide minéral non oxydant, comme l'acide sulfurique. Sans cette précaution, le sulfate ferreux donne d'abord un précipité d'hydrate de fer (Fe^2O^3), qui a l'inconvénient d'entraîner un peu d'or ; le liquide doit cependant conserver une réaction nettement alcaline au papier rouge de tournesol.

Si, comme l'indique *de Wilde*, on s'est servi, pour la lixiviation des tailings, de liquides cyaniques faibles et rendues alcalines, les lessives sont directement traitées en vue de l'extraction de leur or.

Pour extraire l'or des lessives (dépouillées, comme il vient d'être dit, du cyanure de potassium en excès, dans le cas où l'on a employé pour la lixiviation une solution faite de KCy), on transforme d'abord le cyanure auro-potassique qu'elles renferment en cyanure d'or et cyanure de cuivre, en mélangeant avec du sulfate

¹ *A new process for the extraction of Gold from tailings, slimes and concentrates*, seconde édition, Bruxelles 1895.

de cuivre les liqueurs préalablement acidifiées par l'acide sulfureux : $2\text{KAuCy}^2 + \text{CuSO}^4 = 2\text{AuCy} + \text{CuCy}^2 + \text{K}^2\text{SO}^4$. On reconnaît que la précipitation de l'or est complète, lorsqu'un échantillon de la solution filtrée donne avec le ferrocyanure de potassium une coloration rouge brun, indice de la présence d'un excès de sulfate de cuivre. On peut employer pour l'acidification de l'acide sulfureux gazeux (qui est alors injecté dans le liquide) ou en solution aqueuse ou un bisulfite alcalin. Le précipité blanc de cyanure d'or et de cyanure de cuivre, obtenu comme il vient d'être dit, s'agglomère promptement à la suite d'une agitation prolongée. Après avoir agité la liqueur et lorsqu'il ne reste plus que de petites quantités de particules solides en suspension, on sépare le précipité par filtration ou décantation, on le lave, on le dessèche et finalement on le traite pour or.

Le traitement pour or du précipité peut être effectué par l'une des méthodes suivantes :

1. On le grille dans un four à réverbère et l'on obtient un mélange d'or métallique et de bioxyde de cuivre, puis on dissout ce dernier dans l'acide sulfurique dilué (à 20-25° B.) et l'or reste comme résidu à l'état de métal pur (ou argentifère) ; cette opération est effectuée dans des vases garnis de plomb, avec injection de vapeur.

2. On dissout le cyanure de cuivre dans l'acide azotique ou chlorhydrique étendus et on transforme en or par calcination le cyanure d'or resté inaltéré.

3. Dans une capsule en porcelaine ou en fonte, on chauffe le précipité avec de l'acide sulfurique à 60° B., qui laisse l'or à l'état spongieux et pur, et, après avoir étendu la solution avec de l'eau froide, on rassemble l'or, on le lave, on le dessèche et on le fond.

Le procédé qui vient d'être décrit n'ayant pas encore été appliqué en grand, on ne peut pas se prononcer sur sa valeur économique. Suivant son inventeur, il serait moins coûteux que le procédé Siemens-Halske et surtout que celui de Mac-Arthur et Forrest.]

Bien que le cyanure de potassium, pris intérieurement, soit un des poisons les plus dangereux, il ne se serait cependant produit, depuis l'emploi du procédé au cyanure, qu'un très-petit nombre d'accidents. Toutefois, les ouvriers qui s'occupent du nettoyage des vases à précipitation et de la fusion du précipité d'or se plaignent de céphalalgies, de vertiges et d'abattement et ils sont atteints d'ulcérations qui se produisent le plus souvent sur les bras.

Le procédé Mac Arthur-Forrest est jusqu'à présent appliqué avec succès dans les districts aurifères du *Transvaal* (Afrique du Sud) au traitement des minerais des affleurements supérieurs des gisements, minerais qui renferment l'or à l'état de très-fines particules et se composent principalement de quartz et d'hématite brune ; on l'emploie aussi et surtout pour l'extraction de l'or des *tailings* obtenus comme on l'a dit précédemment (p. 772). Le rendement en or fourni par les minerais ou les *tailings* (ces derniers renferment 7 à 10 grammes d'or par tonne) s'élève en moyenne à 68-70 p. 100. Le procédé au cyanure convient particulièrement pour l'or à l'état de fines particules (*float gold* — or flottant), qui reste pendant plusieurs heures suspendu dans l'eau et ne peut être extrait ni par amalgamation, ni par préparation mécanique, et il est surtout avantageux lorsqu'on emploie l'électrolyse pour la précipitation de l'or de la solution de cyanure auro-potassique.

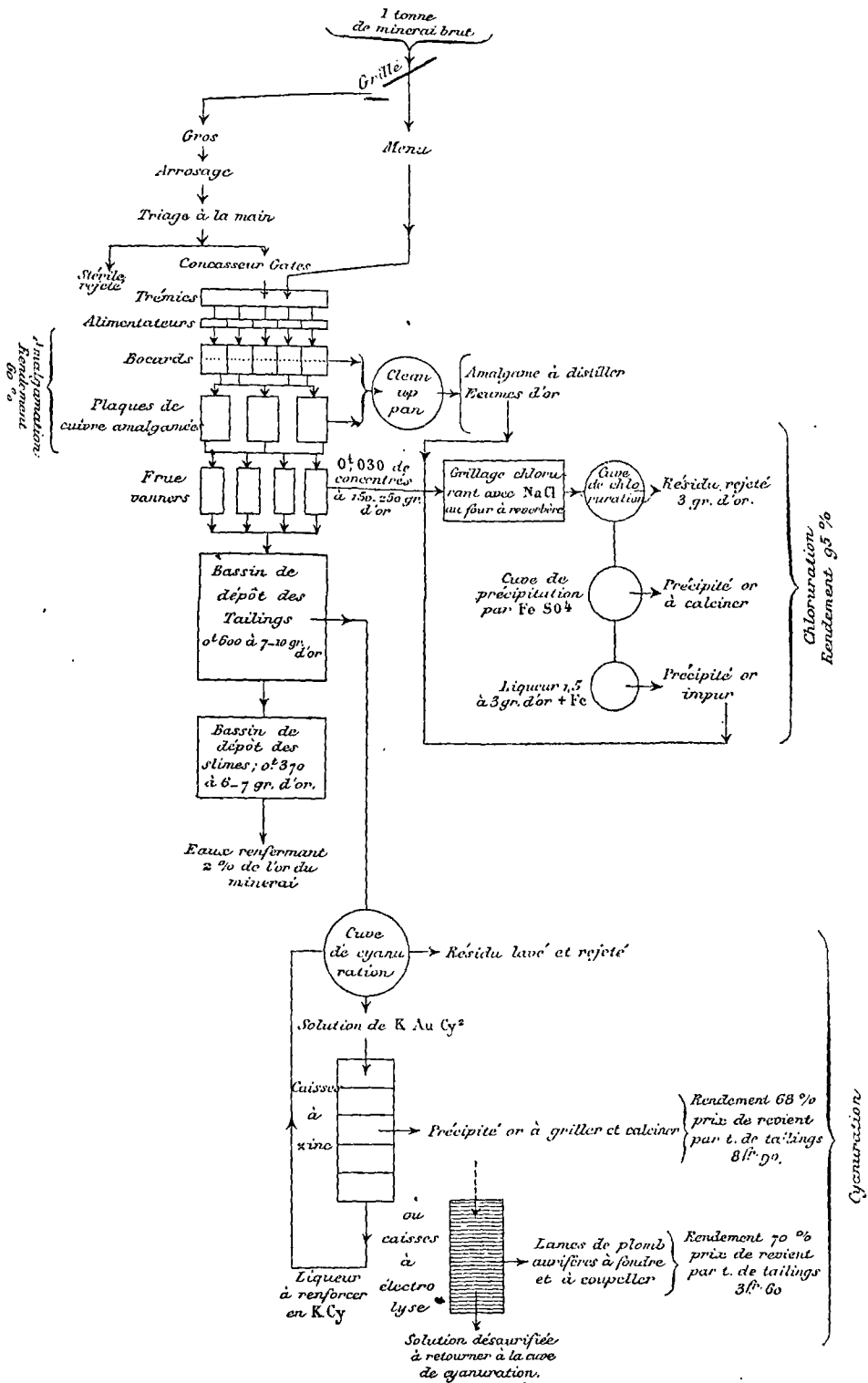


Fig. 574. — Traitement des minerais d'or au Transvaal par amalgamation, chloruration et cyanuration (représentation schématique).

[La figure 574 représente sous une forme schématique la série des traitements par amalgamation, chloruration et cyanuration, auxquels sont actuellement soumis les minerais d'or dans la plupart des usines du Transvaal.

Le bocardage humide des minerais, pratiqué comme il a été dit page 772, en vue de l'amalgamation, suivie de la séparation mécanique des concentrés et des tailings, donnant lieu à la production d'une grande quantité de *slimes* (37 p. 100 du poids du minerai primitif), dont le traitement présente beaucoup de difficultés, on a essayé récemment de soumettre directement à la cyanuration les minerais simplement bocardés à sec. Les expériences qui viennent d'être effectuées en grand à la *George and May Mine* (Transvaal) à l'aide de ce nouveau procédé — dit *broyage à sec* ou *cyanuration directe* — auraient donné d'excellents résultats¹. Les minerais ainsi traités étaient des minerais pauvres, provenant des niveaux supérieurs et de l'affleurement.]

En *Australie*, aux usines Ravenswood (Queensland), on a extrait de minerais tenant 7 à 12 onces d'or par tonne, 84 à 89 p. 100 de métal précieux. Des résultats analogues ont été obtenus à la *Freehold United Mine*, près Daylesford (Victoria).

Dans la *Nouvelle-Zélande*, aux usines Karangahake, près Auckland, on a retiré de différentes sortes de minerais 80 à 91 p. 100 d'or et 28 à 83 p. 100 d'argent.

Traitement des slimes.

[Les boues ou *slimes*, qui se produisent, dans la proportion de 37 p. 100 du poids du minerai, lors du traitement des résidus de l'amalgamation des minerais en vue de la séparation des *tailings* d'avec les sulfures ou *concentrates* (voy. p. 772), renferment par tonne 6 à 7 grammes d'or et quelquefois même jusqu'à 30 grammes, comme à la Compagnie Robinson (Transvaal). L'extraction de l'or des slimes offre donc une grande importance², mais elle présente en grand beaucoup de difficultés, cette matière ne laissant filtrer les liquides à travers sa masse qu'avec une lenteur extrême.

On a essayé de mélanger avec les tailings une certaine quantité de slimes, qu'on répartissait dans la cuve de cyanuration par couches assez minces entre d'épaisses couches de tailings. On arrivait bien de cette façon à dissoudre l'or des slimes, mais la filtration de la solution cyanurée à travers la masse était tellement retardée par la présence des boues qu'on a dû renoncer à ce procédé.

On a aussi essayé de mouler les slimes en briquettes, qu'on soumettait ensuite à une faible cuisson. Mais ces briquettes étaient trop crues et se délitèrent au contact de la solution de cyanure ou elles étaient au contraire trop cuites et ne constituaient plus une masse poreuse pouvant livrer passage à la solution.

Une autre méthode consiste à traiter la matière dans des tonneaux munis d'agitateurs et à séparer ensuite de la masse la solution aurifère à l'aide de filtres-presses. Cette méthode, appliquée sur une petite échelle, a fourni de bons résultats, mais sa valeur industrielle reste encore à démontrer.

Le seul procédé qui ait jusqu'à présent donné en grand des résultats satis-

¹ *South African mining journal*, juillet 1895.

² [En 1893, par exemple, les 2 millions de tonnes de minerai extrait ont donné 740.000 tonnes de slimes, qui, avec une teneur de 7,5 gr., contiennent une valeur de 19.980.000 francs d'or.]

faisants est le suivant ¹ : Sur les slimes chargés dans une cuve pourvue d'agitateurs mécaniques, on verse d'abord une certaine quantité de solution cyanurée, puis on agite la masse, on laisse les matières solides se déposer et on sépare la solution par décantation. On ajoute ensuite une solution plus faible, on agite de nouveau, on laisse le dépôt s'effectuer et on décante, en continuant ainsi jusqu'à ce que la dernière liqueur décantée ne contienne plus que des traces d'or.

La *Rand central ore reduction Company*, à Worcester (Transvaal), a tout récemment établi une usine pour le traitement des slimes de la *Robinson Company*, mais le procédé qui doit être employé n'a pas été divulgué; il est probablement basé sur les principes de la méthode indiquée en dernier lieu]

G. — Extraction de l'or par transformation en alliages et séparation de l'or d'avec les métaux contenus dans ces alliages.

Cette méthode consiste à préparer des alliages d'après les procédés qui ont été décrits précédemment et à traiter ces alliages d'après les procédés d'affinage dont il va être bientôt question.

4. — Extraction de l'or par voie électro-métallurgique.

Ce procédé n'a été jusqu'à présent employé avec avantage que pour l'extraction de l'or des *alliances*. Il sera décrit plus loin (voy. Affinage par voie électro-métallurgique).

Les méthodes proposées par *Cassel* et *Barker* pour l'extraction de l'or des minerais ne sont pas encore entrés définitivement dans la pratique. La méthode de *Cassel* ² consiste à traiter les minerais dans un tambour rotatif avec une solution de chlorure de sodium, à travers laquelle on fait passer un courant électrique. Le chlore ainsi mis en liberté fait entrer l'or en dissolution. L'acide formé par des réactions secondaires est neutralisé par de la chaux.

D'après le procédé de *Barker*, qui n'a été en usage que pendant peu de temps à Curra Rossi, en Hongrie, on commence par amalgamer dans des cylindres rotatifs les minerais pulvérisés à l'aide de broyeurs à cylindres; on sépare ensuite des résidus la majeure partie de l'amalgame formé en faisant écouler la masse sur de grandes tables et enfin on extrait le reste de l'amalgame des résidus sur des plaques amalgamées à l'aide du courant électrique.

[Comme on l'a dit précédemment, l'électricité est actuellement employée avec beaucoup de succès dans plusieurs établissements du Transvaal pour la précipitation de l'or dissous dans le cyanure de potassium (voy. p. 784).]

SÉPARATION DE L'OR DES ALLIAGES AURIFÈRES OU AFFINAGE.

Comme la majeure partie de l'or est *argentifère* et que d'autre part une grande partie de l'argent est *aurifère*, la séparation de l'or d'avec l'argent des alliages

¹ P. de Wilde, *A new process for the extraction of Gold*, p. 23; C. Butters et L. Smart, *Plant for the extraction of Gold*, p. 12.

² *Dingler's Journal*, t. CCLIV, p. 296.

de ces métaux constitue une opération métallurgique importante. Indépendamment de l'argent, les alliages or-argent contiennent aussi fréquemment d'autres métaux qui ont une influence fâcheuse sur les propriétés de l'or et de l'argent (plomb, bismuth, étain, antimoine, arsenic) et doivent par suite, avant la séparation de l'or, être autant que possible éliminés par raffinage. Cependant, on ne peut que dans un petit nombre de cas éliminer complètement les corps en question avant la séparation de l'or. L'affinage a donc aussi pour but, outre la séparation de l'or d'avec l'argent, l'élimination des dernières portions des éléments étrangers qui accompagnent encore ces deux métaux.

L'affinage de l'or peut être effectué par voie sèche, par voie humide et par voie électrométallurgique.

L'affinage par *voie sèche* repose sur la transformation de l'argent en *sulfure* ou en *chlorure d'argent* ou sur ce fait que l'or n'est attaqué à chaud ni par le soufre, ni par le chlore.

L'affinage par *voie humide* est basé sur la solubilité de l'argent, ou l'*insolubilité de l'or*, dans l'*acide azotique* et l'*acide sulfurique concentré bouillant*.

L'*affinage électrométallurgique* repose sur la propriété que possède l'argent de se transporter d'anodes formées d'un alliage or-argent sur la cathode, si l'on emploie une densité de courant et un électrolyte convenables (solution acide d'azotate d'argent) ou sur la propriété que présente l'or dans ces circonstances de rester à l'anode.

Les méthodes de séparation de l'or actuellement les seules à peu près en usage sont l'affinage par l'acide sulfurique concentré bouillant et l'affinage par l'électrolyse. Cette dernière méthode a dans différentes usines remplacé la première.

A. — Séparation de l'or ou affinage par voie sèche.

Les méthodes de séparation de l'or par voie sèche sont l'affinage par le sulfure d'antimoine, l'affinage par la litharge et le soufre ou par le soufre seul, l'affinage à l'aide du sel marin (céméntation) et l'affinage par le chlore ou méthode de Miller.

De ces différents procédés, on n'emploie plus maintenant que l'affinage par le chlore. Les autres méthodes étaient autrefois fréquemment en usage, mais actuellement elles sont généralement remplacées par les procédés par voie humide ou par voie électrométallurgique et n'offrent plus, par suite, qu'un intérêt historique.

Affinage par le sulfure d'antimoine.

Ce mode d'affinage est basé sur les réactions suivantes : Lorsqu'on fond un alliage or-argent avec du sulfure d'antimoine, l'argent se combine avec le soufre, tandis que l'or s'allie avec l'antimoine.

En chauffant l'alliage d'or et d'antimoine à une haute température, on peut éliminer ce dernier métal par oxydation ou volatilisation, et du sulfure d'argent qui est désigné sous le nom de *plagma*, on peut extraire l'argent de différentes manières, notamment par emplombage avec addition de fer, ce qui est le moyen le plus simple. Mais il n'est pas possible par *une seule* fusion d'obtenir de l'or antimonial pur et du sulfure d'argent. On est forcé, afin d'éliminer l'argent de l'or antimonial, de *répéter plusieurs fois* la fusion de ce dernier avec de nouvelles quantités de sulfure d'antimoine. D'autre part, le *plagma* est encore aurifère et

contient encore du sulfure d'antimoine non décomposé. Il est refondu à plusieurs reprises, afin d'en séparer autant que possible l'or à l'état d'or antimonial. De petites quantités d'or restent dans le plagma et se rassemblent dans l'argent qui en est extrait. Ce dernier est soumis à l'affinage par l'*acide azotique*, en vue de l'extraction de l'or et de l'argent.

Le procédé en question n'est applicable que lorsque l'alliage à affiner ne contient pas moins de 50 p. 100 d'or.

Il était autrefois fréquemment en usage et il a été décrit avec détails par *Schlüter* (1738).

Il a été employé jusqu'en 1846 à la Monnaie de *Dresde*, où on affinait des alliages avec 64 p. 100 d'or. On fondait l'alliage au fourneau à vent dans des creusets de Hesse et ensuite on y ajoutait trois fois son poids de sulfure d'antimoine¹. Dès que la masse fondue projetait des étincelles, on la coulait dans un moule en fer de forme conique ou dans un vieux creuset. Au fond de ces vases se rassemblait le régule d'or antimonial et par dessus celui-ci le plagma.

Le régule était fondu encore une fois de la même manière avec deux fois son poids de sulfure d'antimoine et une fois encore avec son poids de ce dernier.

S'il contenait encore de grandes quantités d'argent, on le refondait à plusieurs reprises avec deux fois son poids de sulfure d'antimoine, jusqu'à ce que l'or de l'alliage eût le degré de fin désiré.

L'alliage contenant environ 40 p. 100 d'antimoine était fondu dans un creuset de Hesse couvert, garni intérieurement de borax en poudre. Immédiatement après la fusion, on dirigeait à l'aide d'un soufflet un courant d'air à la surface du bain métallique, de façon à oxyder l'antimoine et à le volatiliser sous forme d'acide antimonieux.

Après l'élimination de l'antimoine, l'or se solidifiait. On ajoutait ensuite du salpêtre et du borax et on élevait la température jusqu'à fusion de l'or, après quoi ce dernier était coulé.

Le *plagma* était fondu dans un creuset de Hesse pour *plomb d'œuvre* et *matte* avec du *fer* et du *plomb* et un fondant.

Le *plomb d'œuvre* était *couPELLÉ* et l'*argent aurifère* obtenu traité par l'*acide azotique*. De la solution d'argent, l'*argent* était précipité par le *cuivre* et ensuite fondu avec du carbonate de sodium. Le *résidu d'or* était fondu avec du *borax* et du *salpêtre*.

La *matte* qui contenait encore de grandes quantités d'argent était fondue avec les scories, les balayures, etc. argentifères des monnaies.

Affinage par le soufre et la litharge.

Ce mode d'affinage a pour but l'*enrichissement de l'or* dans un alliage or-argent, jusqu'à un degré tel que cet alliage puisse être soumis avec avantage à l'*affinage par l'acide azotique*.

Il est basé sur la transformation de l'argent de l'alliage en *sulfure d'argent* par le *soufre* et la *décomposition* d'une partie de ce sulfure d'argent par la litharge en sulfure de plomb, plomb et argent ; ce dernier absorbe les particules d'or disséminées dans la masse fondue et se rassemble avec le plomb sous forme d'un régule au fond du creuset, tandis que le *sulfure de plomb* forme avec le

¹ Percy, *Silver and Gold*, p. 373.

sulfure d'argent le plagma. Celui-ci est d'abord *désaurifié* par fusions répétées avec de la *litharge* et ensuite fondu avec du *fer* pour plomb d'œuvre et *matte argentifère*.

Ce procédé très-long était autrefois en usage à *Oker*, où il a été remplacé par l'affinage au moyen de l'acide sulfurique.

A *Oker*¹, l'argent d'éclair, qui contenait 0,26 à 1,38 p. 100 d'or, était d'abord granulé et ensuite introduit encore humide, par portions, dans un creuset de graphite avec $\frac{1}{8}$ de son poids de soufre. En chauffant peu à peu le creuset, on produisait d'abord l'agglomération et ensuite la fusion du soufre avec l'argent. Ce dernier était ainsi transformé en sulfure, tandis que l'or restait disséminé à l'état de métal très-divisé dans le sulfure d'argent fondu. Afin de rassembler l'or dans un régule d'argent, on répandait par petites portions sur les masses fondues une quantité de litharge égale à $\frac{1}{16}$ du poids de l'argent. Une partie du sulfure d'argent était alors transformée en argent par la litharge, avec dégagement d'acide sulfureux. Une partie du plomb provenant de la réduction de la litharge s'unissait au soufre du sulfure d'argent et séparait encore une certaine quantité d'argent, une autre partie s'alliait avec l'argent séparé. L'alliage plomb-argent ainsi obtenu absorbait l'or disséminé dans la masse et se précipitait au fond du creuset sous forme d'un régule, tandis que le sulfure de plomb et le sulfure d'argent se déposaient par-dessus à l'état de plagma. Après avoir laissé refroidir le creuset dans le fourneau, on séparait le régule d'avec le plagma et, après élimination du plomb du régule par coupellation, on sounettait ce dernier à l'affinage par l'acide azotique.

Le plagma était encore aurifère et, pour en extraire l'or, on le fondait 4 ou 5 fois avec du soufre et de la litharge. Les régules aurifères ainsi obtenus étaient encore fondus avec de la litharge, jusqu'à ce qu'on eût atteint le degré convenable pour un affinage avantageux par l'acide azotique. Comme par ces traitements ils étaient devenus très-plombeux, il fallait en éliminer le plomb par coupellation, avant l'affinage par l'acide azotique.

Le plagma, désaurifié comme il vient d'être dit, était fondu dans des creusets de graphite pour plomb d'œuvre et *matte*, avec $\frac{1}{4}$ de son poids de fer. La *matte* était grillée dans un four à réverbère et ensuite fondue pour plomb d'œuvre et seconde *matte* avec 20 p. 100 de fer et 30 p. 100 de litharge. Cette seconde *matte* était fondue avec différents déchets argentifères et des fragments de creusets, avec addition de fer et de litharge; on obtenait encore du plomb d'œuvre et une troisième *matte*. (*Krätzschmelzen* — fonte des déchets.) Celle-ci était traitée avec différents déchets contenant du plomb et de l'argent dans des fours à manche pour plomb d'œuvre, scories et une *matte*, qui contenait encore une certaine quantité de plomb et de fer. (*Krätzfrischen* — refonte des déchets.) Cette dernière *matte* était, après un grillage préalable, ajoutée lors du travail des déchets. Les différents régules de plomb d'œuvre étaient coupellés et l'argent brut aurifère ainsi obtenu était soumis à l'affinage par l'acide azotique.

Affinage par le soufre seul.

Ce mode d'affinage, duquel le moine Roger fait déjà mention au onzième

¹ Jordan, *Journal für pract. Chemie*, 1836, t. IX, p. 74-81. — Lampadius, *Grundriss einer allgemeinen Hüttenkunde*, Göttingen, 1827, p. 269.

siècle¹, avait pour but la préparation d'*alliages d'argent riches en or avec de l'argent pauvre*.

L'argent était granulé, puis mélangé avec 1/8 de *soufre* et introduit dans un creuset, où le mélange était chauffé peu à peu jusqu'à fusion. On ajoutait ensuite de l'argent aurifère, afin de rassembler l'or en un régule. Les masses fondues étaient ensuite coulées dans un moule conique, au fond duquel se déposait un *régule or-argent* et par-dessus ce dernier le *sulfure d'argent* (plagma). Si le régule contenait encore trop peu d'or pour être traité avantageusement par l'acide azotique, il était soumis à un nouveau traitement par le soufre. Le régule enrichi en or était fondu avec du plomb et coupellé, puis soumis à l'affinage par l'acide azotique. Le plagma était fondu avec du fer, en vue de la séparation de l'argent.

Ce procédé était en usage au siècle dernier à la Monnaie de Saint-Petersbourg².

Au lieu d'ajouter de l'*argent* pour rassembler les particules d'or disséminées dans le plagma, on a aussi employé le *fer*. Celui-ci, en formant du sulfure de fer, sépare le plagma de l'argent, qui absorbe l'or.

Au seizième siècle, à la Monnaie de *Delhi*³, on sépare l'or d'avec l'argent par fusion de l'alliage avec du *cuivre* et ensuite avec du *soufre*. L'alliage était d'abord fondu trois fois avec du cuivre et ensuite trois fois avec du soufre, et l'or était ainsi séparé. Le cuivre argentifère que l'on avait obtenu était transformé par alliage avec du plomb en un alliage plomb-cuivre-argent, duquel l'argent était extrait.

Dans ces derniers temps, le soufre a été employé avec avantage par *Roessler* pour éliminer le cuivre d'alliages or-argent avant l'affinage par voie humide.

Affinage par le sel marin ou cémentation.

L'affinage par le sel marin ou la *cémentation* est basé sur la transformation en *chlorure d'argent* de l'argent de l'alliage par calcination de ce dernier avec du sel marin et de l'argile ou avec du sel marin et du sulfate ferreux ou de l'alun et du sable, opération dans laquelle l'or reste inaltéré. Le chlorure d'argent se forme aussi bien par l'action directe du sel marin sur l'argent (*H. Rose, Winkler, Plattner*) que par l'action de chlore, de chlorures métalliques et d'acide chlorhydrique sur l'argent. Le chlore peut être produit aussi bien par la réaction d'anhydride sulfurique sur du chlorure de sodium, qu'aux dépens d'acide chlorhydrique par décomposition de ce dernier par action de contact en présence d'air (*Oxland*), tandis que de l'acide chlorhydrique peut être formé aussi bien par la réaction d'hydrate d'acide sulfurique sur du chlorure de sodium que par l'action d'acide silicique sur le sel marin en présence de vapeur d'eau. Le chlorure d'argent est absorbé par le sable ou par la poudre de briques employée à sa place⁴.

¹ *An Essay upon various arts in three Books, by Theophilus, called also Rugerus, Priest and Monk*. Translated, with notes, by Robert Hendrie, 1847, p. 316-319.

² *Crell's Chemische Annalen*, 1797, 1^{re} partie, p. 115.

³ Percy, *Silver and Gold*, p. 374.

⁴ Relativement aux réactions qui se passent dans la cémentation, voy. : Percy, *Silver and Gold*, p. 381 ; Boussingault, *Annales de chimie et de physique*, 1833, t. LIV, p. 253 à 263 ; *Poggendorff's Annalen*, t. XXXI, p. 99 (1834).

La cémentation est un des plus anciens procédés métallurgiques ; elle a été décrite il y a déjà longtemps par Geber, Albert le Grand, Biringuccio et Agricola. Actuellement, elle n'est plus nulle part employée pour la séparation de l'or et de l'argent.

Elle était encore en usage en 1833 à *Santa Fé de Bogota*, dans l'Amérique du Sud (Nouvelle Grenade), pour séparer l'argent de l'or naturel jusqu'au degré convenable pour la fabrication de monnaies d'or.

D'après *Boussingault*¹, l'or argentifère, qui contenait jusqu'à 35,07 p. 100 d'argent, était granulé, puis disposé dans des vases en terre poreuse en couches séparées les unes des autres par un mélange de 1 partie de sel et de 2 parties de poudre de briques et ensuite calciné. Après une calcination de 24 à 36 heures, la cémentation était terminée. L'or se trouvait en grains dans la poudre cémentatoire, tandis que l'argent était absorbé par cette dernière sous forme de chlorure. L'or était séparé par lavage de la poudre de ciment et offrait une teneur en fin de 87,5 à 91,7 p. 100. Pour extraire l'argent de la poudre cémentatoire, on soumettait celle-ci à l'amalgamation avec 1/10 de son poids de sel commun et une quantité de mercure égale à dix fois sa teneur en argent. L'amalgame fournissait à la distillation un argent qui ne contenait que quelques millièmes d'or.

Affinage par le gaz chlore ou procédé Miller.

Ce procédé repose sur la propriété que possède le *gaz chlore* de transformer en *chlorure d'argent*, l'argent contenu dans des *alliages fondus or-argent*, sans attaquer l'or. Lorsqu'on fait passer un courant de chlore gazeux à travers des alliages fondus d'or et d'argent, les métaux non précieux (plomb, arsenic, antimoine, bismuth, cuivre) sont, avant l'argent, transformés en chlorures et ceux-ci, s'ils sont volatils (chlorures de plomb, d'arsenic, d'antimoine), sont expulsés sous forme de vapeurs. On peut, par conséquent, employer aussi le procédé pour éliminer, avant l'affinage, les *métaux non précieux* des alliages or-argent. Jusqu'à présent il n'a trouvé emploi que dans un petit nombre de cas pour éliminer les métaux non précieux et l'argent de l'or argentifère.

Le procédé a été proposé en 1838 par *Lewis Thompson*², sans que cependant il ait été l'objet d'une application en grand. Ce n'est qu'en 1867 que *Bowyer Miller* l'a appliqué sur une grande échelle à l'affinage et à la désargentation de l'or à la *Monnaie de Sydney*³, après lui avoir fait subir différentes modifications importantes, dont les principales sont la fusion de l'alliage sous une couche de borax et le traitement du chlorure d'argent aurifère, et c'est pour cela qu'il a reçu le nom de *procédé Miller*.

Il a été aussi introduit par *Roberts-Austen* à la Monnaie de Londres pour l'affinage de l'or⁴.

L'alliage est fondu dans des *creusets d'argile*, qui sont placés dans des *creusets de graphite*, afin d'éviter des pertes de métal lorsque les creusets viennent à se briser. Les creusets sont munis intérieurement d'une glaçure de borax, qui empêche la pénétration du chlorure d'argent dans leurs parois. Le gaz chlore est introduit dans l'alliage fondu au moyen d'un tube en terre descendant presque

¹ *Annales de chimie et de physique*, 1833, t. LIV, p. 253 à 263.

² Percy, *Silver and Gold*, 1880, p. 402.

³ Percy, *loc. cit.*, p. 405 et suiv.

⁴ Eissler, *The Metallurgy of Gold*, p. 257, Londres 1889.

jusqu'au fond du creuset et traversant le couvercle simplement appliqué sur ce dernier. Les creusets sont chauffés dans un fourneau à vent. Le chlore est produit avec du peroxyde de manganèse et de l'acide chlorhydrique dans un vase en grès qui est chauffé au bain-marie. L'appareil à chlore est pourvu de trois ouvertures ; la première sert pour l'introduction des matières destinées à la production du gaz et elle peut être fermée ; le chlore se dégage par la seconde et dans la troisième on introduit un long tube descendant jusqu'au fond du vase. Ce tube joue le rôle de tube de sûreté et à cet effet son extrémité supérieure débouche dans un vase, où, s'il se produit une forte pression dans l'appareil à chlore, le liquide peut être refoulé. Le niveau du liquide qui s'y trouve permet aussi d'observer la pression qui règne à l'intérieur de l'appareil. Une pression est nécessaire pour l'introduction du chlore dans l'alliage fondu. Par le tube de sûreté, on peut également introduire l'acide chlorhydrique nécessaire pour le dégagement du chlore.

La figure 575 représente un dispositif pour l'affinage par le chlore.

Le creuset en graphite placé dans le fourneau à vent contient un second creuset

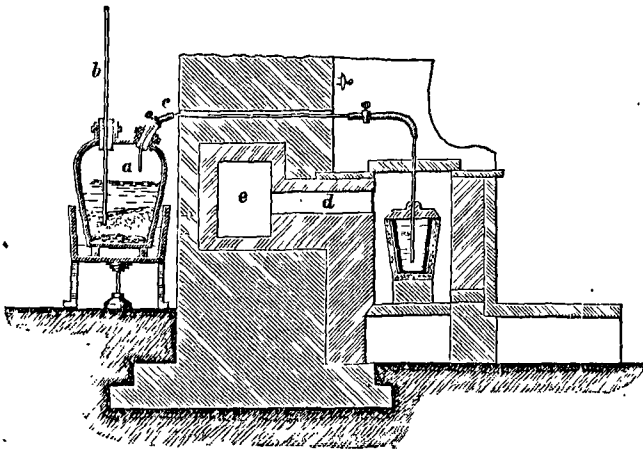


Fig. 575. — Appareil pour l'affinage de l'or par le chlore.

en argile blanche réfractaire. Pour obtenir la glaçure de borax, dont ce dernier est pourvu intérieurement, on remplit le creuset avec une solution aqueuse de borax bouillante, on l'y laisse quelques instants (10 minutes) et, après l'avoir décantée, on abandonne le vase à lui-même, afin qu'il sèche. La glaçure se forme dès qu'on chauffe le creuset pour s'en servir. Le couvercle de celui-ci étant mis en place, on introduit un tube d'argile par l'ouverture dont il est muni à cet effet ; il est en outre pourvu de quelques autres ouvertures pour le dégagement des vapeurs. A Londres, les tubes d'argile avaient 0^m,55 de longueur, 0^m,012 de diamètre extérieur et 0^m,008 de diamètre intérieur. A Sydney, on place dans les creusets deux barres d'or pesant chacune 23 kilogr.

a est l'appareil à chlore en grès ; *c* est un tube de plomb pour le dégagement du chlore. *b* est le tube de sûreté en verre ; il a une longueur de 2^m,438 à 3^m,048 et débouche par son extrémité supérieure dans un vase, non visible sur la figure, dans lequel pénètre, lorsqu'on ferme le tube abducteur du chlore, le liquide

refoulé par la pression. Dans ce tube, une colonne liquide de 0^m,40 à 0^m,43 de hauteur fait équilibre à une colonne de l'or du creuset haute de 0^m,0254. — Les tubes de l'appareil à chlore sont fixés à l'aide de bouchons en caoutchouc.

Les différents tubes par lesquels passe le chlore sont réunis au moyen de tubes en caoutchouc ou de joints à bride. On arrête le courant de chlore à l'aide de robinets à pince.

La grande ouverture dont l'appareil à chlore est muni dans sa partie supérieure pour l'introduction des matières nécessaires pour la production de ce gaz, n'est pas visible sur la figure. Elle est fermée au moyen d'un bouchon en plomb recouvert de caoutchouc. L'appareil à chlore a une capacité de 120 litres et il est placé dans un bain-marie. Sur son fond se trouve une couche de petits morceaux de quartz, sur laquelle est déversé le peroxyde de manganèse (40 à 45 kilogr.) en petits morceaux (de 0^m,0064 de côté). A la Monnaie de Sydney, le chlore sortant de l'appareil passe dans un tube en plomb commun à une série de fours et duquel partent deux conduites pour chaque creuset. Une de ces conduites sert comme tube de réserve.

L'or qui, à *Sydney*, est soumis à l'affinage, contient de l'argent et de petites quantités de plomb, d'arsenic et d'antimoine; ces trois derniers corps, même en faibles proportions, rendent l'or impropre à la frappe. La teneur en argent s'élève en moyenne à 5 p. 100.

L'opération est conduite de la manière suivante :

Deux barres d'or, de 25 kilogr. chacune, sont introduites dans le creuset porté au rouge et ensuite chauffées jusqu'à fusion. Dès que l'or est liquide, on ajoute 60 à 90 grammes de borax fondu. On introduit ensuite dans le bain métallique le tube d'argile préalablement chauffé à son extrémité inférieure, et par ce tube on laisse le courant de chlore pénétrer dans la masse. Les chlorures volatils des métaux non précieux contenus dans l'or se dégagent alors immédiatement sous forme de vapeurs, qui offrent une densité d'autant plus grande qu'elles renferment plus de plomb. Après l'élimination des métaux non précieux, les vapeurs disparaissent. Le chlore se combine maintenant avec l'argent. Lorsque l'or ne contient plus que de petites quantités de ce dernier, on voit apparaître des vapeurs foncées et une flamme colorée en jaune brunâtre. Dès qu'un tube d'argile introduit dans cette dernière se recouvre d'un enduit rougeâtre ou bleuâtre (ce qui a lieu au bout de une heure à une heure et demie avec de l'or à 10 p. 100 d'argent), l'affinage est terminé. On retire le creuset du feu, on le laisse refroidir pendant quelques minutes, on verse le chlorure d'argent dans des moules en fer préalablement chauffés et ensuite on laisse tomber du creuset le régule d'or devenu solide.

L'or est lavé avec une solution de chlorure de sodium, afin d'éliminer le chlorure d'argent qui y adhère, et ensuite refondu. La teneur en fin s'élève à 991-997 millièmes. En répétant l'affinage comme il vient d'être dit, on peut en éliminer encore d'autre argent.

De la *teneur en or* de l'alliage, 98 p. 100 sont rassemblés dans l'*or fin*, tandis qu'il en passe 2 p. 100 dans le *chlorure d'argent*.

Le *chlorure d'argent* est d'abord *désaurifié* et ensuite traité pour argent.

La désaurification était autrefois effectuée par fusion du chlorure d'argent avec de l'argent, qui après la fluidification absorbait l'or et se déposait au fond du vase sous forme de régule. Ce procédé, qui ne permettait qu'une désaurification

incomplète, a été remplacé, d'après les indications de *Leibius*¹, par la *fusion du chlorure d'argent* avec du *carbonate de sodium* sous une *couverture de borax*. Afin d'éviter les pertes de métal par projection, le chlorure d'argent est d'abord recouvert d'une couche de borax (épaisse de 1^{cm}), sur laquelle on répand peu à peu le carbonate de sodium (500 à 600 gr. pour 7 kilogr. de chlorure d'argent). Par un second traitement effectué de cette manière, le chlorure d'argent serait assez complètement désaurifié. L'or se rassemble dans un régule avec une partie de l'argent.

L'argent peut, également, d'après *Leibius*, être extrait du chlorure d'argent à l'aide de l'électrolyse. Comme électrodes du circuit électrique, on emploie des plaques de zinc ou d'argent, tandis que l'électrolyte est formé par la dissolution du chlorure d'argent dans une solution de chlorure de sodium ou de zinc. L'argent obtenu est refondu dans des croussets en graphite. Si l'or à affiner renferme du cuivre, ce dernier passe en majeure partie dans l'argent.

Les *déchets argentifères* des opérations en question sont moulus dans des moulins chiliens et ensuite *amalgamés*.

La perte en or dans le procédé d'affinage par le chlore s'élève, d'après *Miller*, pour 100.000 parties d'alliage (89 parties d'or, 10 parties d'argent et 1 partie de métaux non précieux) à 19 parties (= 21 centmillièmes), la perte en argent pour la même quantité d'alliage à 240 parties (24/1000).

L'affinage par le chlore est au point de vue économique inférieur à l'affinage par l'acide sulfurique et à l'affinage électrolytique.

B. — Affinage par voie humide.

Les méthodes d'affinage par voie humide sont l'affinage par l'*acide azotique* ou par *inquartation* et l'affinage par l'*acide sulfurique*. L'eau régale n'est employée que comme agent auxiliaire dans l'affinage par l'acide sulfurique. A cause du prix élevé de l'acide azotique, l'affinage à l'aide de cet acide n'est plus qu'exceptionnellement employé.

Affinage par l'acide azotique.

D'après Albert le Grand, ce mode d'affinage était en usage à *Goslar* dès l'année 1433.

Il était généralement employé jusqu'au moment où, en l'année 1802, il a été remplacé par l'affinage moins coûteux au moyen de l'acide sulfurique, proposé par *D'Arcet*. Actuellement, il n'est plus usité que dans un petit nombre de localités (Monnaies de Philadelphie et de San Francisco).

Il porte le nom d'*inquartation*, parce que, autrefois, on pensait que pour sa réussite, la teneur en or de l'alliage ne devait pas dépasser 1/4 (25 p. 100) du poids de ce dernier. Cependant, *Pettenkofer* a montré que l'affinage peut encore se faire avec succès lorsque la proportion de l'or à l'argent dans l'alliage est comme 1 à 1 3/4. S'il y a plus d'or, il reste de l'argent dans l'or. Les alliages qui sont plus riches en or doivent, par conséquent, avant l'affinage, être fondus avec la quantité d'argent nécessaire.

Si l'alliage est trop pauvre en or, l'affinage est encore praticable, mais il

¹ *Dingler's Journal*, t. 197, p. 55.

exige une grande dépense d'acide azotique. C'est pour cela qu'autrefois on enrichissait les alliages pauvres par le procédé au soufre et à la litharge précédemment décrit.

L'affinage est effectué dans des vases en *verre*, en *grès* ou en *platine*.

Outre l'argent et l'or, l'alliage ne doit pas contenir d'autres métaux que le palladium, le cuivre et le plomb. S'il renferme de l'étain, de l'antimoine et de l'arsenic, il doit, avant le traitement par l'acide azotique, être raffiné par fusion avec des agents oxydants ou par coupellation.

L'alliage est *granulé* et ensuite traité par l'acide azotique dans les vases dont il vient d'être question. L'argent entre alors en dissolution, tandis que l'or reste dans le résidu. En traitant de nouveau ce dernier par l'acide azotique ou en le faisant bouillir à plusieurs reprises avec de l'acide sulfurique concentré, on peut éliminer l'argent qui s'y trouve encore, de façon qu'il n'en reste plus qu'une faible quantité.

On peut évaporer à siccité la *solution d'azotate d'argent* et obtenir de la *pierre infernale* ou préparer de l'*argent métallique* par calcination de ce sel ; on peut aussi précipiter la solution par le *chlorure de sodium* et avec le *chlorure d'argent* ainsi obtenu préparer de l'*argent*.

L'affinage par l'acide azotique est, d'après *Percy*¹, effectué de la manière suivante dans la fabrique de *Johnson, Matthey and Co*, à *Hatton Garden* (Londres).

L'or, raffiné si c'est nécessaire, est fondu dans des creusets de graphite avec la quantité d'argent suffisante pour que dans l'alliage qui se forme la proportion de l'or à l'argent soit comme 1 à 3. L'alliage granulé est soumis à l'action de l'acide azotique dans des vases en platine ou en grès.

Les vases en platine ont une capacité de 41 litres ; ils sont munis d'un couvercle en grès et reçoivent chacun une charge de 22,7 kilogr. de grenailles. Chaque vase est chauffé dans un fourneau particulier. Les vapeurs acides qui se dégagent sont autant que possible ramenées à l'état liquide dans des appareils de condensation. Les vapeurs non condensées sont dirigées sous le foyer. L'acide azotique employé pour la dissolution a un poids spécifique de 1,4 et il est étendu avec son volume d'eau. Les grenailles sont bouillies trois fois avec de l'acide azotique. La première ébullition dure 4 heures ; la solution est ensuite décantée et le résidu est bouilli encore pendant 3 heures avec de l'acide azotique frais, et enfin soumis à une nouvelle ébullition de 2 heures avec une autre portion d'acide azotique frais. Cette dernière portion d'acide ne dissolvant que peu d'argent est employée pour le traitement de grenailles fraîches.

Le résidu d'or est lavé à l'eau bouillante, desséché et ensuite fondu dans des creusets de graphite. L'or fondu a une teneur en fin de 998 millièmes.

De la solution d'argent, on précipite par le sel marin du chlorure d'argent. On lave ce dernier à l'eau bouillante et ensuite on le traite par du zinc granulé et de l'eau contenant de l'acide sulfurique. L'argent est ainsi précipité à l'état métallique ; il est lavé, desséché et fondu. Sa teneur en fin s'élève à 998 millièmes.

Aux *Monnaies de Philadelphie et de San-Francisco*, l'affinage par l'acide azotique est combiné dans une certaine mesure avec l'affinage par l'acide sulfurique. Ce procédé a été inauguré par *A. Mason* en l'année 1866². L'alliage est composé

¹ *Silver and Gold*, p. 416.

² *Egleston, Silver, Gold and Mercury*, t. II, p. 698.

de telle sorte que 285 parties contiennent 100 parties d'or. Il est d'abord traité par l'acide azotique, jusqu'à ce que la teneur en argent du résidu soit abaissée à 6 p. 100. Ce dernier est ensuite bouilli deux fois avec de l'acide sulfurique concentré, et l'on obtient ainsi de l'or avec une teneur en fin de 998 millièmes.

De la solution d'azotate d'argent, l'argent est précipité par le sel marin. Le chlorure d'argent obtenu est réduit en argent par le zinc.

Le métal précieux livré aux Monnaies en question est d'abord raffiné, s'il n'est pas pur¹. L'or est fondu dans des creusets de Hesse, l'argent dans des creusets de graphite. On élimine l'antimoine de l'argent en brassant avec une baguette de fer le contenu fondu du creuset additionné d'un peu de salpêtre. L'antimoine est de cette façon très-rapidement éliminé, ordinairement au bout de 2 ou 3 minutes. De l'argent et de l'or, on élimine l'étain en ajoutant du carbonate de potassium ou du sel ammoniac, le fer et le soufre au moyen d'un mélange de salpêtre et de sable, le plomb et l'arsenic au moyen de cendre d'os et de salpêtre.

La fusion de l'argent avec l'or ou l'*inquartation* a lieu dans des creusets de graphite. L'alliage réduit en grenailles est traité par l'acide azotique dans des vases en terre munis d'une glaçure, qui sont disposés sur un bain-marie chauffé à la vapeur. Les vases ont un diamètre de 0^m,533 à 0^m,609 et une profondeur de 0^m,533 à 0^m,558. Ils sont munis de poignées. La charge est de 61 kilogr. de grenailles. On y ajoute 57 kilogr. d'acide azotique à 40° B. Les vases ne sont pas couverts. Afin d'empêcher l'agglomération des grenailles, on brasse celles-ci toutes les 20 minutes. Après une ébullition de 12 heures et un repos subséquent pendant un même temps, on étend avec de l'eau la solution d'azotate d'argent et on la sépare de l'or par décantation à l'aide d'un siphon. Au résidu d'or on ajoute 34 kilogr. d'acide azotique frais, on fait bouillir de nouveau pendant 12 heures et on laisse encore reposer 12 heures. On décante ensuite l'acide, et comme il ne contient que peu d'argent, on l'emploie pour dissoudre de nouvelles grenailles.

Le résidu d'or est lavé sur un filtre avec de l'eau bouillante et ensuite bouilli deux fois avec de l'acide sulfurique concentré. L'ébullition a lieu dans des chaudières en fonte de 0^m,558 de diamètre supérieurement et de 0^m,305 de profondeur. Ces vases sont chauffés avec de la houille anthraciteuse et munis d'un chapiteau en plomb conique, qui se termine supérieurement par un tube en plomb. Afin de pouvoir brasser les masses qui se trouvent dans la chaudière, le chapiteau est pourvu d'une ouverture latérale, qui peut être fermée par une lame de plomb. L'or est bouilli à deux reprises pendant 1 heure 1/2 avec de l'acide sulfurique à 66° B. On emploie à chaque traitement 14,5 kilogr. d'acide. A des intervalles de 10 à 15 minutes, les masses sont brassées, afin d'empêcher leur agglomération. Après la seconde ébullition, l'or a une teneur en fin de 996 à 998 millièmes, que l'on peut porter par un troisième traitement à 999,5 millièmes. L'or est lavé sur un filtre, desséché et ensuite fondu.

En étendant la solution de sulfate d'argent, on en précipite ce sel.

La solution d'azotate d'argent est traitée dans des vases en bois par une lessive de sel marin, qui précipite l'argent à l'état de chlorure. Ce dernier est séparé du liquide par filtration, puis il est lavé à l'eau froide et ensuite réduit par le zinc granulé. La réduction a lieu avec addition d'acide sulfurique dans des vases garnis de plomb. Pour 3 parties de chlorure d'argent², on emploie 1 partie

¹ Egleston, *loc. cit.*, p. 700.

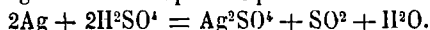
² Percy, *Silver and Gold*, p. 441.

de zinc et 1,5 partie d'acide sulfurique à 60° B. L'argent est lavé à l'eau bouillante sur des filtres en toile, comprimé à l'aide de presses hydrauliques, desséché dans des chaudières en tôle, fondu et finalement coulé en barres.

L'or est desséché sans compression préalable, fondu et coulé en barres.

Affinage par l'acide sulfurique.

Ce procédé a été employé pour la première fois sur une grande échelle à Paris par d'Arcet, en l'année 1802. Il est basé sur la *solubilité de l'argent dans l'acide sulfurique concentré* (66° B.) *bouillant* et l'*insolubilité de l'or* dans ce même acide. La dissolution de l'argent a lieu d'après l'équation :



Le sulfate d'argent ainsi formé se dissout dans un excès d'acide sulfurique. Le résidu aurifère est traité pour or fin par différentes voies, tandis que de la *solution de sulfate d'argent l'argent* est précipité à l'état de métal.

Ce mode d'affinage est applicable à des alliages de toutes teneurs en or et il a sur les autres méthodes, l'électrolyse exceptée, l'avantage d'être peu coûteux, de sorte que des alliages avec une teneur en or de 0,05 p. 100 et au-dessous peuvent encore être affinés avantageusement par ce procédé. C'est pour cela qu'il a supplanté les anciennes méthodes et qu'actuellement il est de plus en plus employé. Il a cependant trouvé un concurrent dans l'affinage électrolytique, qui l'a déjà remplacé dans plusieurs grandes usines. Mais il est probable qu'il se maintiendra dans les petites usines, malgré l'électrolyse.

D'après *Pettenkofer*¹, l'affinage se fait de la manière la plus avantageuse et fournit l'or le plus fin, lorsque les alliages renferment 19 à 25 p. 100 d'or. Avec des teneurs plus élevées, les alliages sont moins bien pénétrés par l'acide sulfurique, tandis qu'avec des teneurs en or faibles l'argent est dans la dernière partie de l'opération difficile à séparer de l'or.

Cependant, il n'est pas possible par des traitements répétés des alliages par l'acide sulfurique de séparer les dernières portions d'argent d'avec l'or. Le résidu aurifère, s'il doit être exempt d'argent et tout à fait fin, doit encore être soumis à des opérations d'affinage particulières.

D'après les indications fournies par *Roessler* à Percy², l'*acide sulfurique concentré bouillant* se comporte avec les éléments des alliages de la manière suivante :

L'*argent*, comme on l'a déjà dit, est transformé en *sulfate d'argent*. Ce dernier se dissout dans 1/4 de son poids d'acide sulfurique bouillant à 68° B. (1 partie de sulfate d'argent se dissout dans 180 part. d'acide sulfurique froid à 10° B., dans 30 part. d'acide bouillant à 10° B., dans 20 part. d'acide bouillant à 20° B., dans 4 part. d'acide froid à 66° B. et dans 0,23 part. d'acide bouillant à 66° B.).

D'après la théorie, 196 part. d'acide sulfurique à 66° B. sont nécessaires pour la dissolution de 216 part. d'argent. Mais, *en réalité*, on emploie pour 1 part. d'argent 2 à 2,5 part. d'acide. Un excès d'acide est nécessaire pour maintenir le sulfate d'argent en dissolution et pour que l'acide agisse énergiquement sur l'argent, ainsi que pour transformer en sulfates les autres métaux contenus dans l'alliage.

¹ *Dingler's Journal*, t. CIV, p. 118.

² Percy, *Silver and Gold*, p. 458.

Le *platine*, l'*osmium* et l'*iridium* restent avec l'or, tandis que le *palladium* est un peu attaqué par l'acide sulfurique. En présence de grandes quantités d'argent, ce dernier élément n'est pas non plus attaqué.

Le *cuivre* est transformé en *sulfate* par l'acide sulfurique. Le sulfate de cuivre ne se dissout que très-peu dans l'acide sulfurique concentré et il reste, par suite, en majeure partie avec le *schlamm d'or* sous forme d'anhydride blanc. Comme ce dernier enveloppe des particules de l'alliage, il rend difficile la dissolution de celui-ci et l'affinage exige une plus grande quantité d'acide sulfurique.

Lors du refroidissement de la solution bouillante d'argent, la petite quantité de sulfate de cuivre qui s'y trouve dissoute se sépare complètement. Des alliages qui contiennent plus de 10 p. 100 de cuivre, il est nécessaire, d'après *Roessler*, d'éliminer ce métal avant l'affinage. La meilleure méthode à suivre pour cela est celle qui a été indiquée par *Roessler* et sera décrite plus loin.

A la température nécessaire pour l'affinage, le *plomb* se ramollit et les différentes particules de ce métal s'agglomèrent. C'est pour cela qu'il ne peut être que difficilement transformé en sulfate par l'acide sulfurique concentré bouillant. S'il est allié avec de l'argent, sa transformation en sulfate est moins difficile. Comme le sulfate de plomb n'est que peu soluble dans l'acide sulfurique bouillant et qu'il l'est encore beaucoup moins dans l'acide froid, il se sépare sous forme d'une poudre blanche avec le *schlamm d'or*. Lorsqu'on étend la solution avec de l'eau, le plomb dissous par l'acide se sépare complètement.

Une partie de l'*étain* se dissout, une autre partie reste dans le résidu, auquel il communique une couleur rouge pourpre.

Le *zinc* n'est que difficilement transformé en sulfate par l'acide concentré bouillant; le sulfate ne se dissout pas dans l'acide concentré et c'est pour cela qu'il reste avec le *schlamm d'or*.

Le *fer*, lorsqu'on emploie des chaudières en fonte pour la dissolution, est peu à peu transformé en *ferrosulfate*, qui est insoluble à l'état de sel anhydre dans l'acide concentré et reste par suite avec le *schlamm d'or*.

La fonte grise est beaucoup plus fortement attaquée par l'acide sulfurique que la fonte blanche. L'expérience a montré que l'acide sulfurique agit moins énergiquement sur le fer lorsque l'alliage contient du cuivre.

L'affinage par l'acide sulfurique comprend les opérations suivantes :

- 1° La préparation d'un alliage convenable pour l'affinage et la granulation de cet alliage.
- 2° La dissolution de l'argent de l'alliage à l'aide de l'acide sulfurique.
- 3° Le traitement pour or du résidu aurifère.
- 4° Le traitement pour argent de la solution de sulfate d'argent.

1. — Préparation d'un alliage convenable pour l'affinage et granulation de cet alliage.

Les impuretés qui, même en petites quantités, exercent une influence défavorable sur la malléabilité de l'or, ainsi que sur les bonnes qualités de l'argent, comme le plomb, le bismuth, l'étain, l'antimoine, l'arsenic, le tellure, doivent, avant l'affinage, être autant que possible éliminées de l'alliage par fusion de ce dernier avec des agents oxydants (air, salpêtre, sulfate d'argent). Mais il ne faut pas oublier que de très-petites quantités de ces corps restent dans l'alliage et ne peuvent être éliminées de l'or ou de l'argent qu'après l'affinage.

L'élimination des corps en question *avant l'affinage* est effectuée pour l'argent aurifère comme il a été dit à propos du raffinage de l'argent. De l'*or argentifère*, les corps dont il s'agit peuvent être éliminés par *fusion avec du salpêtre*. Mais il vaut mieux fondre l'or avec une quantité convenable d'argent et traiter ensuite l'alliage comme de l'argent aurifère.

Le *cuivre* n'a d'action nuisible que parce que lors du traitement de l'alliage avec l'acide sulfurique il forme du sulfate de cuivre anhydre, qui enveloppe des particules de l'alliage et rend par suite l'affinage difficile et augmente en outre la consommation d'acide sulfurique. Si la teneur en cuivre de l'alliage dépasse 10 p. 100, l'affinage ne peut plus être effectué avantageusement. Dans ce cas, la teneur en cuivre doit être diminuée ou ce métal complètement éliminé.

Pour abaisser la teneur en cuivre, on peut fondre l'alliage avec de l'argent cuprifère. Mais alors les frais de l'affinage sont notablement augmentés. C'est pour cela qu'il est plus avantageux d'*éliminer le cuivre par le procédé de Roessler*. D'après ce procédé, on fond l'alliage dans un creuset avec un excès de *soufre*, qui transforme en *sulfures* le *cuivre* et une partie de l'*argent*; on fait ensuite arriver de l'air sur les masses fondues, et la majeure partie du *sulfure d'argent* est ainsi *désulfurée*, tandis que le cuivre, avec un peu d'argent, reste combiné au soufre. On obtient de cette manière un régule composé d'or et d'argent et par-dessus une couche de *sulfure de cuivre* contenant encore une partie de l'argent. En *fondant* cette couche dans un second creuset et *soufflant de l'air* sur les masses fondues, on obtient un *régule composé de cuivre et d'argent*, duquel l'argent peut être facilement extrait par électrolyse, par traitement de l'alliage avec de l'acide sulfurique étendu ou par emplombage.

On peut, à l'aide d'un injecteur Körtling, faire passer dans une chambre à condensation l'acide sulfureux mis en liberté lors du traitement en question et le rendre inoffensif en l'amenant dans des liquides aqueux contenant du cuivre ou du cuivre argentifère. Dans ce cas, le cuivre est peu à peu transformé en sulfate, tandis que l'argent qu'il peut contenir reste.

A l'*affinerie de Francfort-sur-le-Mein*, 300 kilogr. de sulfures métalliques sont traités comme il vient d'être dit dans un creuset de graphite, placé dans un fourneau à vent chauffé au coke.

Parmi les métaux du groupe platine, l'osmium d'iridium et l'iridium rendent l'or cassant, tandis que le platine ne nuit à la ductilité de l'or que lorsqu'il est en grandes quantités, mais il retient l'argent dans l'or.

A la *Monnaie de New-York*¹, l'or qui contient de l'*osmium d'iridium* est fondu dans des creusets avec quatre ou cinq fois son poids d'*argent pur*. On abandonne à elle-même pendant 1/2 heure la masse fondue, le creuset étant laissé dans le feu; les métaux plus lourds du groupe platine se déposent alors au fond du vase.

Maintenant on décante l'alliage, jusqu'à ce que la partie restant dans le creuset commence à devenir épaisse. Le régule qui reste est de l'*argent* contenant *tous les métaux du groupe platine*. S'il retient de l'or, on le refond avec de l'argent et on laisse déposer les métaux du platine.

Comme ce procédé augmente beaucoup les frais de l'affinage, on n'élimine les *métaux du groupe platine* qui restent avec l'or lors de l'affinage qu'après celui-ci, soit à l'aide de l'*eau régale*, soit par *électrolyse*. Le *platine seul* peut aussi être

¹ Egleston, *Silver, Gold and Mercury*, p. 751.

séparé de l'or par fusion de ce dernier avec du *salpêtre*. Il passe alors dans la scorie sous forme de platinat de potassium.

Après avoir épuré l'alliage comme il vient d'être dit, on procède à la *granulation* de la masse fondue. Il est à remarquer que, dans quelques usines des *Etats-Unis de l'Amérique du Nord*, l'alliage n'est pas toujours granulé mais soumis en *plaques minces* au traitement par l'acide sulfurique.

Si l'alliage n'a pas besoin d'être purifié avant l'affinage, il est simplement fondu et granulé. Cependant, dans un grand nombre de cas, il n'offre pas une composition convenable pour que l'affinage puisse être effectué avantageusement. C'est pour cela que dans les localités où l'on dispose d'alliages riches en or ou pauvres en argent et d'alliages riches en argent ou pauvres en or, on les fond ensemble dans des proportions telles que dans le nouvel alliage le rapport de l'or à l'argent soit favorable à l'affinage. Ainsi, par exemple, à la Monnaie de *Kremnitz, en Hongrie*, on fond ensemble les alliages de façon que le produit à affiner contienne 9/10 d'argent et 1/10 d'or. A la Monnaie de *New-York*¹, la fusion de l'or avec l'argent ou l'*inquantation*, est faite de façon que dans le produit à affiner il y ait, suivant la teneur en cuivre des alliages, 2 à 4 parties d'argent pour 1 partie d'or et que sa teneur en cuivre ne dépasse pas autant que possible 6 p. 100. En aucune circonstance, la teneur en cuivre ne doit être supérieure à 10 p. 100 du poids de l'alliage. Aux *Assaying and Refining works*, près *San-Francisco*, on inquantait des barres d'or argentifères provenant de la Californie, de façon qu'il y eût dans le produit à affiner 2 parties d'or pour 3 parties d'argent. L'inquantation est combinée avec la granulation de l'alliage obtenu.

La préparation du produit à affiner par raffinage, par refonte en vue de la granulation ou par inquantation a ordinairement lieu dans des *creusets de graphite* qui sont placés dans des *fourneaux à vent*. Le raffinage de l'argent d'éclair aurifère est seul effectué, comme il a été dit à propos de l'argent, dans des *fours à réverbère* ou, mais plus rarement, *sous des moufles*.

Les *fours à vent* sont chauffés soit au *coke*, soit au *gaz d'éclairage*. Le mieux est de leur donner une section horizontale circulaire et de ne laisser que peu d'espace pour le combustible entre le creuset et leurs parois. Leur hauteur s'élève à 90^{cm} environ du fond à l'orifice supérieur ; la hauteur de la cuve, à partir de la grille, est d'environ 45^{cm}. Il est convenable de les construire avec parois extérieures en fonte, sur lesquelles s'applique le revêtement intérieur en briques réfractaires.

Les creusets peuvent contenir jusqu'à 600 kilogr. d'alliage. Ainsi, par exemple, les charges de l'argent d'éclair aurifère, qui est raffiné dans des fours à vent chauffés au coke, s'élèvent à *Lautenthal* à 350 kilogr. ; à la Monnaie de *Schemnitz*, les charges pour l'inquantation et la granulation sont de 500 kilogr., tandis que aux *Etats-Unis* (Monnaie de *New-York*) on ne charge, en vue de la granulation de l'alliage, que 72 à 73 kilogr. de ce dernier.

Pour *granuler* l'alliage, on le puise dans les fours à réverbère ou dans les creusets et on le verse en un mince filet dans de l'eau froide, que l'on agite avec une baguette de bois. L'eau est contenue dans une chaudière en cuivre. Afin de faciliter l'agitation, cette chaudière est munie au-dessus de son fond proprement dit d'un deuxième fond mobile percé d'une ouverture par laquelle les grenailles

¹ Egleston, *loc. cit.*, p. 750.

tombent sur le fond inférieur. La consommation de combustible (coke) s'élève à 40-60 p. 100 du poids de l'alliage.

Les *grenailles* sont, avant le traitement par l'acide sulfurique, *desséchées* sur des *plaques de fer chauffées* ou dans des *bassines en cuivre*.

2. — Dissolution de l'argent de l'alliage à l'aide de l'acide sulfurique.

La dissolution de l'argent de l'alliage, qui est sous forme de *grenailles* ou de *plaques minces*, a presque toujours lieu dans des *vases en fonte*. On n'emploie des vases en *porcelaine* que lorsqu'on n'a à affiner que de très-petites quantités d'alliage. On a aussi employé autrefois des vases en *platine*; mais comme ces vases sont d'un prix élevé et que l'acide sulfurique les attaque peu à peu, on les a remplacés par des chaudières en fonte.

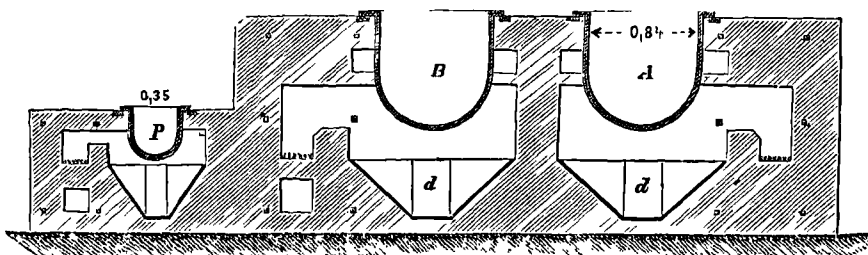


Fig. 576. — Affinage par l'acide sulfurique dans des chaudières en fonte; coupe longitudinale du dispositif de Lautenthal.

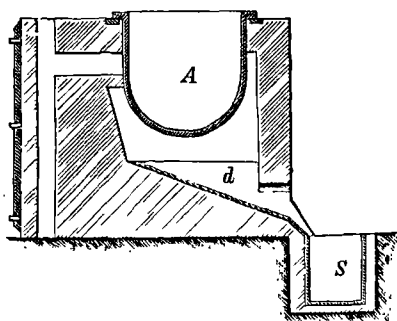


Fig. 577. — Affinage par l'acide sulfurique; coupe transversale par la chaudière à dissolution (Lautenthal.)

Le mieux est de construire ces chaudières en *fonte blanche*, parce que l'expérience a appris que cette dernière est moins attaquée par l'acide sulfurique que la *fonte* qui contient du *graphite*, c'est-à-dire que la *fonte grise*. Le fer résiste mieux à l'acide sulfurique lorsqu'il renferme du *silicium* et du *phosphore*. A l'abri du contact de l'air, de pareilles chaudières durent plusieurs années. Comme le cuivre affaiblit l'action de l'acide sulfurique, quelques affineries ajoutent du cuivre dans la chaudière pendant la dissolution.

On donne aux chaudières des dimensions telles qu'elles puissent contenir 100 à 500 kilogr. d'alliage. Ainsi, on charge à *Freiberg* 400 à 500 kilogr., à *Lautenthal*

200 kilogr., à *Kremnitz* 250 kilogr., à *Newark près Balbach* 250 kilogr., à la Monnaie de l'*Etat de New-York* 136 à 182 kilogr., suivant la pureté de l'alliage. La chaudière de *Freiberg* a 1^m de diamètre et 1^m de profondeur, celle de *Kremnitz* offre les mêmes dimensions, celle de *Lautenthal* a 84^{cm} de diamètre et de profondeur, celle de *New-York* a un diamètre de 124^{cm} et une profondeur de 66^{cm}. L'épaisseur de la fonte est de 0^m,038 à 0^m,045 environ.

Au-dessous de la chaudière se trouve une cuvette ou une plaque de fonte, qui reçoit le contenu liquide de la chaudière lorsque celle-ci vient à se fissurer et le conduit dans une caisse en plomb établie dans le sol de l'atelier devant le fourneau où est placée la chaudière.

Le dispositif en usage à *Lautenthal* est représenté par les figures 576 et 577. A est la chaudière pour la dissolution de l'alliage, d la plaque de fonte conduisant dans la caisse collectrice S les liquides qui ont pu s'échapper de la chaudière. B est une chaudière pour recevoir la solution d'argent formée dans A. P est une chaudière plus petite pour l'ébullition du schlamm d'or.

Les chaudières sont fermées par des *chapiteaux* ou des *couvercles en plomb* ou des *couvercles en bois garnis de plomb*, dans lesquels sont ménagées des ouvertures pour l'introduction de l'alliage et de l'acide sulfurique, ainsi que pour l'entraînement de l'acide sulfureux à l'aide de tuyaux en plomb. L'ouverture par laquelle l'alliage est introduit sert aussi pour le brassage des masses solides contenues dans la chaudière, pour puiser la solution d'argent et pour retirer le schlamm d'or. A la *Monnaie de New-York*, les chaudières sont couvertes par des chapiteaux hémisphériques en plomb, qui sont munis d'une armature en fer et communiquent à l'aide d'un joint hydraulique avec un tube en plomb pour l'entraînement des vapeurs.

Les *vapeurs acides* qui se dégagent pendant l'affinage se rendent d'abord dans une *chambre à condensation*, où se précipitent les particules de sulfate d'argent entraînées, et de laquelle elles passent dans différents dispositifs destinés à rendre inoffensif l'acide sulfureux. Ce dernier est traité pour *acide sulfurique* dans des *chambres de plomb*, ou il est recueilli dans des *tours en plomb remplies de coke humide* (*New-York*), ou il est utilisé dans l'*appareil de Roessler* pour dissoudre le cuivre d'alliages cuivre-argent (*Francfort-sur-le-Main*) ou bien il est dirigé dans une *tour en plomb* contenant des *déchets de fer* et dans laquelle de l'eau tombe goutte à goutte (*Freiberg*). Dans ce dernier mode de traitement, indiqué par *Winkler*, on obtient une lessive renfermant du sulfate et de l'hydro-sulfite de protoxyde de fer, que par ébullition à l'aide de vapeur d'eau on transforme en sulfate ferreux. Il se sépare en même temps de l'acide sulfureux, qui est ramené dans la tour, et du soufre.

On ne peut évacuer directement dans des cheminées les vapeurs contenant de l'acide sulfurique et de l'acide sulfureux que lorsqu'on n'a pas à craindre les plaintes du voisinage de l'atelier d'affinerie.

On n'emploie des *vases à dissolution en porcelaine* que lorsqu'on n'a à traiter que de petites quantités d'alliage, comme, par exemple, à *Oker dans le Harz*, où la charge ne s'élève qu'à 5 à 7 kilogr. Le travail dans ces vases est propre et n'entraîne que de faibles pertes mécaniques.

Les figures 578 et 579 représentent un appareil à dissolution avec vases en porcelaine, comme celui qui est employé à *Oker*, au *Harz Inférieur*.

a est le vase en porcelaine de 34^{cm} de hauteur; il reçoit des charges de 6,25 kilogr. Son diamètre est égal à 34^{cm} dans la partie la plus large, à

28^{cm} dans sa partie inférieure et 23^{cm},5 dans sa partie supérieure. Afin d'empêcher le vase de se briser, on le munit d'un réseau en fil de fer et d'une enve-

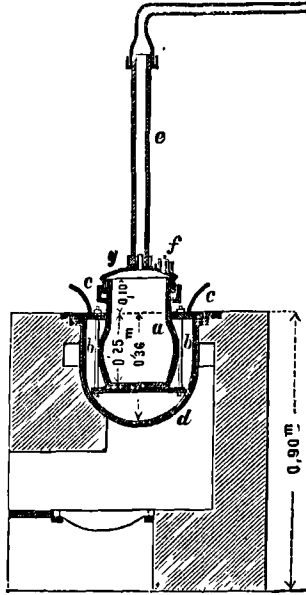


Fig. 578. — Affinage par l'acide sulfurique dans des vases en porcelaine; dispositif d'Oker; coupe verticale.

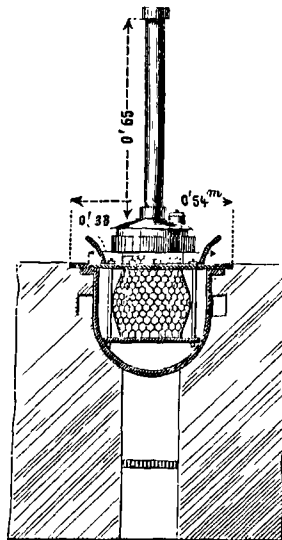


Fig. 579. — Affinage par l'acide sulfurique dans des vases en porcelaine; dispositif d'Oker; vue extérieure et coupe verticale.

loppe formée d'un mélange d'argile et de battitures de fer. Il est placé dans une carcasse en fer *b* munie de poignées *c, c* et qui de son côté est installée dans la

chaudière en fonte *d*, chauffée par un foyer à grille. Il est fermé à l'aide d'un couvercle *g* à joint hydraulique. Dans le couvercle se trouve une porte de travail *f* et une ouverture, dans laquelle est fixé le tube en porcelaine *e* pour l'entraînement des gaz. Ces deux ouvertures sont pourvues de fermetures hydrauliques. Le tube en porcelaine est réuni par un joint hydraulique à un tube en plomb.

L'alliage est introduit dans le vase à dissolution soit sous forme de *grenailles*, soit sous forme de *plaques minces* (*Balbach à Newark, San Francisco*). D'après *Gutzkow*¹, il serait plus avantageux de traiter l'alliage sous forme de barres, parce que, lors de la dissolution de celles-ci, il ne se produit que très-peu d'écume, ce qui permet de maintenir l'acide sulfurique en ébullition continue; l'opération marche alors beaucoup plus rapidement qu'avec des grenailles, qui font toujours écumer fortement l'acide sulfurique.

Lorsque l'alliage a été chargé dans la chaudière, on ajoute l'acide, dont la quantité totale s'élève au double du poids du premier, et l'on chauffe avec précaution. Comme, lors de la dissolution de grenailles, la masse écume fortement et qu'il se produit un dégagement tumultueux d'acide sulfureux, on ajoute le plus souvent l'acide non pas en une seule fois, mais *par portions*. Si l'alliage contient du cuivre, il faut brasser fréquemment, afin que le sulfate de cuivre qui se forme et se dépose au fond du vase n'enveloppe pas de particules d'alliage. Suivant la quantité de l'alliage et sa teneur en argent, il faut pour la dissolution de ce dernier 4 à 12 heures. La dissolution étant achevée, ce que l'on reconnaît lorsqu'il ne se produit plus de bouillonnement appréciable à la surface du liquide et lorsqu'à l'aide d'une baguette de fer plongée dans la chaudière on ne sent plus de particules durées sur le fond de celle-ci, on laisse ordinairement la liqueur se refroidir et se clarifier. Les sulfates anhydres du cuivre, du fer et du plomb se déposent peu à peu avec l'or. Le liquide présente une coloration vert clair ou brunâtre, suivant que l'alliage est riche ou pauvre en argent. Dans beaucoup de cas, il offre un trouble blanchâtre, provenant de sulfate d'argent qui s'est séparé par suite d'un refroidissement trop intense; ce trouble peut aussi être produit par du sulfate ferreux ou du sulfate de plomb suspendus dans le liquide.

Lorsqu'on se sert de chaudières en fonte, le *liquide clarifié et refroidi* est puisé à l'aide de cuillers en fer ou en cuivre et versé dans une *deuxième chaudière* ou dans une *caisse en plomb* ou bien il est décanté à l'aide d'un *siphon en plomb*.

Dans quelques affineries (en France et en Angleterre), on décante tout le contenu de la chaudière, sans clarification préalable, à l'aide d'un *siphon en platine*, dans un vase en plomb contenant une certaine quantité d'eau. Dans ce vase la masse est chauffée à l'ébullition au moyen d'une injection de vapeur; les sulfates sont ainsi dissous, tandis que l'or reste. Lorsque ce dernier s'est déposé, on décante le liquide. Lorsqu'on se sert des vases en porcelaine, la solution d'argent est décantée dans des vases en plomb.

Le traitement de la solution d'argent pour argent sera décrit plus loin.

La consommation de combustible varie avec la durée de l'opération. Elle s'élève à Kremnitz, par exemple, à 2-3 m. cubes de bois pour la dissolution de 250 kilogr. de grenailles avec 10 p. 100 d'or.

¹ *Dingler's Journal*, t. 225, p. 303.

3. — *Traitement du résidu pour or.*

Le résidu aurifère contient encore de l'argent et c'est pour cela qu'on le fait bouillir plusieurs fois (jusqu'à six) avec de l'acide sulfurique concentré dans le vase à dissolution ou dans des chaudières plus petites. Afin d'éliminer les sulfates anhydres, on le traite ensuite par l'eau bouillante. Dans plusieurs localités (Lautenthal), il est après cela encore bouilli dans de petites chaudières en fonte, afin d'éliminer les dernières portions d'argent. Cependant, il n'est pas possible d'enlever tout l'argent au résidu au moyen de l'acide sulfurique (d'après *Pettenkofer*, quelques fractions d'argent restent encore dans l'or). Si l'on veut préparer un or exempt d'argent, on peut faire passer dans l'alliage fondu un courant de chlore, comme il a été déjà dit à propos de l'affinage par voie sèche (*Sydney*), ou fondre l'or avec du bisulfate de sodium ou de potassium (*Freiberg*), ou bien encore on peut dissoudre l'or dans l'eau régale, qui transforme l'argent en chlorure insoluble, et de la dissolution précipiter l'or par le sulfate de protoxyde de fer ou le protochlorure de fer (*Lautenthal, Francfort-sur-le-Main*).

Lorsqu'on fait passer un courant de gaz chlore dans l'or liquide, l'argent et les autres métaux sont, comme il a été déjà dit précédemment, précipités à l'état de chlorures.

Les bisulfates de potassium et de sodium transforment en sulfate à la température de fusion l'argent contenu dans l'or. Le sulfate d'argent peut être éliminé par ébullition de la masse avec de l'acide sulfurique et lixiviation subséquente avec de l'eau. Ordinairement, on mélange l'or sec pulvérulent avec 1/4 de son poids de sel de Glauber calciné, puis on introduit le mélange dans une chaudière en fonte et on ajoute par portions de l'acide sulfurique anglais (pour 10 parties de sel 6 à 6,5 parties d'acide). Après avoir ajouté la première portion de l'acide sulfurique, on chauffe la chaudière assez fortement pour que la masse qui s'y trouve entre en fusion. Dès qu'il ne se dégage plus de vapeurs acides, on ajoute une nouvelle portion d'acide sulfurique, on fait de nouveau bouillir pendant quelque temps, et on termine par une ébullition avec une grande quantité d'acide. On peut par ce procédé porter la teneur en fin de l'or à 998 millièmes.

On obtient l'or le plus pur, complètement exempt d'argent, en traitant par l'eau régale dans un vase en porcelaine, d'après le procédé de *Roessler*, le métal bouilli avec de l'acide sulfurique; l'eau régale dissout l'or, tandis que l'argent transformé en chlorure et l'osmium d'iridium qui peut être présent restent indissous et sont séparés par filtration de la solution d'or. De celle-ci, l'or est précipité par le sulfate ferreux ou le protochlorure de fer et, après dessiccation, fondu dans un creuset avec du borax. Par ce procédé, on obtient de l'or avec une teneur en fin de 999,4 à 999,9 millièmes.

A *Lautenthal*, 200 kilogr. de grenailles d'argent aurifère sont bouillis pendant 10 à 12 heures, avec 400 kilogr. d'acide sulfurique à 66° B., dans les chaudières en fonte représentées précédemment (fig. 576 et 577). Après le refroidissement, la solution de sulfate d'argent est séparée du résidu par puisage. Le résidu aurifère n'est éliminé qu'après le traitement de quatre charges de 200 kilogr., de façon qu'il représente l'or de 800 kilogr. de grenailles. Après une ébullition préalable avec de l'acide sulfurique concentré, il est bouilli dans une caisse en plomb avec de l'eau chauffée par un courant de vapeur, afin d'éliminer les sulfates anhydres. Il est ensuite traité plusieurs fois, en vue de l'élimination de l'argent, par de l'acide sulfurique concentré bouillant dans une petite chaudière en fonte. L'or

a maintenant une teneur en fin de 920 millièmes. Après un lavage convenable, il est dissous dans de l'eau régale contenue dans un vase en porcelaine offrant la forme représentée par la figure 580. La dissolution est séparée par filtration du précipité composé principalement de chlorure d'argent et ensuite chauffée au bain de sable avec du protochlorure de fer dans un vase en porcelaine comme celui qui est représenté par la figure 581. On reconnaît que la précipitation de l'or est complète à un vif dégagement de gaz azoteux, résultant de l'action d'un excès de protochlorure de fer sur l'acide azotique.

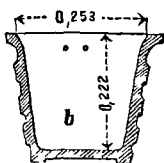


Fig. 580. — Vase en porcelaine pour la dissolution dans l'eau régale de l'or impur provenant de l'affinage par l'acide sulfurique (Lautenthal).

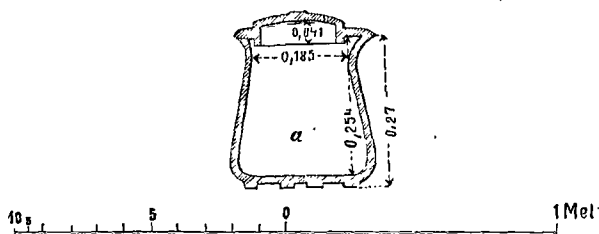


Fig. 581. — Vase en porcelaine pour la précipitation par le protochlorure de fer de la dissolution de l'or dans l'eau régale (Lautenthal).

L'or précipité est lavé à l'eau bouillante, jusqu'à ce que l'eau de lavage ne contienne plus de fer. Il est ensuite desséché dans une capsule en porcelaine et fondu dans un creuset de Hesse avec du carbonate de potassium et de la farine. Trois des régules d'or ainsi obtenus (du poids approximatif de 1,5 kilogr.) sont fondus ensemble dans des creusets de graphite et ensuite coulés en barres.

Le chlorure d'argent est de nouveau bouilli avec de l'eau régale, puis réduit par le fer et l'acide sulfurique.

Les métaux du groupe platine restent dans le liquide séparé par filtration du précipité d'or.

A *Freiberg*¹, 400 à 500 kilogr. de grenailles sont traités pendant 8 à 12 heures dans des chaudières en fonte avec le double de leur poids d'acide sulfurique. Après un refroidissement de 10 à 12 heures, la solution de sulfate d'argent est retirée par puisage, puis une nouvelle charge est ajoutée au résidu et bouillie de la même manière avec de l'acide sulfurique. Le résidu aurifère de 2 ou 3 dissolutions est bouilli dans des caisses en bois garnies de plomb avec de l'eau chauffée à la vapeur, puis soumis encore à deux ébullitions successives avec de l'acide

¹ *Annales des Mines*, 1875, t. VII, p. 339; *Berg- und Hütt.-Zeitung*, 1871, p. 247; *Freiberg's Berg- und Hüttenwesen*, 1893, p. 333.

sulfurique dans une petite chaudière en fonte ; il est ensuite lavé avec de l'eau dans une capsule en porcelaine et desséché sur un disque en graphite ; la poudre d'or est maintenant fondue pendant 2 ou 3 heures par quantités de 2 kilogr. avec 4 kilogr. de bisulfate de sodium, opération qui est effectuée dans des creusets en fonte (de 470^{mm} de hauteur, 262^{mm} de diamètre et 13^{mm} d'épaisseur de paroi). La masse fondue, qui offre une couleur vert-jaune ou brunâtre, est versée sur une plaque de fer et, après refroidissement, lavée à l'eau bouillante dans des vases en porcelaine.

L'or qui reste est desséché sur un disque de graphite, puis, en vue de l'élimination des autres impuretés et du platine, chauffé doucement pendant 5 à 6 heures par quantités de 3 à 4 kilogr. avec 1/2 ou 1/3 p. 100 de salpêtre et ensuite fondu pendant le même temps. On obtient un régule exempt de platine, qui est refondu dans des creusets de graphite et ensuite coulé dans des moules en fer. (Le platine est transformé par le salpêtre en platinite de potassium, qui passe dans la scorie.) La teneur en fin du régule s'élève à 997-998 millièmes. Les scories de la fusion de l'or avec le bisulfate de sodium, de même que celles de la fonte avec le salpêtre contiennent du platine. Elles sont fondues avec de la litharge et du charbon pour plomb platinifère, qui est coupellé. Le régule ainsi obtenu est traité par l'eau régale, qui dissout le platine. De cette dissolution, celui-ci est précipité à l'état de chlorure de platine et d'ammonium et extrait de ce dernier par calcination.

A la *Monnaie de Kremnitz, en Hongrie*, on fait bouillir pendant 4 à 5 heures dans des chaudières en fonte 250 kilogr. de grenailles avec 500 kilogr. d'acide sulfurique à 66° B. Le schlamm d'or ainsi obtenu est, après une ébullition de 1 heure 1/2 dans le même vase avec de l'acide sulfurique frais (56 kilogr.) à 66° B., encore traité 2 à 5 fois, suivant sa pureté, par l'acide sulfurique bouillant dans des chaudières en fonte plus petites (58^{cm} de diamètre et 55^{cm} de profondeur). Pour 70 kilogr. de schlamm d'or, on ajoute 14 à 15 kilogr. d'acide sulfurique à 66 B°. Chaque traitement dure 4 à 5 heures ; la consommation de combustible est moitié moins grande que lors de la dissolution des grenailles, pour laquelle on emploie 2 à 3 mètres cubes de bois par 250 kilogr. de celles-ci.

Pour éliminer les sulfates anhydres, on fait bouillir avec de l'eau, dans des vases en grès chauffés au bain de sable, le schlamm aurifère traité par l'acide sulfurique.

Afin d'éliminer le plomb métallique ainsi que le reste de l'argent, on le soumet ensuite à plusieurs ébullitions successives avec de l'acide azotique dans des vases en grès de 30^{cm} de hauteur et de 50^{cm} de diamètre intérieur.

Le schlamm d'or ainsi traité est lavé, puis desséché par quantités de 70 kilogr. dans des creusets placés dans un fourneau à vent et finalement chauffé jusqu'à ce qu'il se soit aggloméré, afin d'éviter des pertes lors de la fusion.

L'or aggloméré est fondu dans des creusets de graphite, par charges de 50 à 100 kilogr., sous une couverture de borax et avec addition de salpêtre. S'il renferme encore des traces de plomb, on ajoute, pour éliminer ce dernier, du bichlorure de cuivre. On emploie pour la fusion 40 à 50 kilogr. de coke par 60 kilogr. d'or.

La teneur en fin de l'or ainsi obtenu s'élève à 995 millièmes.

A la *Monnaie de New-York*, l'alliage, chargé par quantités de 136 à 182 kilogr. dans des chaudières en fonte de 114^{cm} de diamètre et de 66^{cm} de profon-

deur, est bouilli avec de l'acide sulfurique, qui est ajouté en deux portions. Afin d'éliminer l'argent du schlamm d'or obtenu, celui-ci est encore soumis à 7 ébullitions successives dans des chaudières en fonte de la même grandeur que celles employées pour la dissolution. Les cinquième et septième traitements sont suivis chacun d'une ébullition avec de l'eau. L'or est finalement lavé sur un filtre en toile. L'or ainsi traité a une teneur en fin de 996 à 998 millièmes. S'il est en gros grains, il est desséché et fondu dans des creusets de graphite. S'il est en grains fins, il est soumis à l'action d'une presse hydraulique, puis desséché et finalement fondu dans des creusets de graphite. Pour rendre l'or souple, on ajoute lors de la fusion du salpêtre et de la cendre d'os.

A l'usine de *Balbach*, à *Newark*, l'alliage à affiner est coulé en plaques minces. On charge dans les chaudières en fonte 250 kilogr. de plaques et on dissout l'argent dans de l'acide sulfurique concentré. Le schlamm d'or qui reste, lequel s'élève à 1 p. 100 environ du poids de l'alliage, est fondu avec un peu d'argent et ensuite affiné par l'acide azotique. Les alliages renfermant du platine (préparés avec des schlammes d'anodes provenant de l'électrolyse de certaines sortes de cuivre) sont traités directement par l'acide azotique. Le platine entre alors en dissolution avec l'argent et, après que ce dernier a été séparé de la solution à l'état de chlorure, il est précipité par le zinc.

Aux *San Francisco Assaying and Refining Works*, près San Francisco, une partie du métal à affiner est traitée sous forme de barres par l'acide sulfurique dans des chaudières en fonte. Une autre partie est dissoute sous forme de grenailles. L'alliage en barres contient 2 à 10 p. 100 d'or, tandis que l'alliage en grenailles renferme 2 parties d'or pour 3 parties d'argent.

Les chaudières où a lieu la dissolution ont 66^{cm} de diamètre et 45^{cm} de profondeur. Elles sont munies d'un chapiteau en plomb, auquel est adapté un tube en plomb, qui conduit les acides du soufre qui se dégagent d'abord dans une petite chambre de plomb et ensuite dans une chambre à condensation remplie de coke humide. La charge d'une chaudière est d'environ 100 kilogr. de grenailles ou 150 kilogr. de barres. Le niveau de l'acide sulfurique est à 20 ou 22^{cm} au-dessous du bord de la chaudière. La dissolution dure 3 à 4 heures. La solution de sulfate d'argent est retirée par puisage et le schlamm d'or, s'il provient de grenailles, est de nouveau bouilli pendant 2 heures avec de l'acide sulfurique, tandis que les barres sont déjà portées par la première ébullition à une teneur en fin de 996 millièmes et n'ont pas besoin d'être soumises à un second traitement par l'acide. Le schlamm d'or (celui des grenailles bouilli deux fois, celui des barres une seule fois) est lavé d'abord avec de l'acide et ensuite avec de l'eau bouillante, puis il est comprimé, desséché et fondu. L'or a une teneur en fin de 990 à 994 millièmes.

A *Oker*, on chauffe pendant 6 heures dans un vase en porcelaine, avec 14 kilogr. d'acide sulfurique, 6,25 kilogr. de grenailles (contenant 95 p. 100 d'argent et 0,5 p. 100 d'or). Lorsque l'or s'est déposé (au bout de 5 heures), la solution de sulfate d'argent est versée dans une chaudière en plomb. Le schlamm d'or de plusieurs charges est bouilli à plusieurs reprises avec de l'acide sulfurique dans un vase en porcelaine, puis il est lavé, desséché dans une capsule en porcelaine et fondu sous une couverture de borax, par quantités de 5 kilogr., dans des creusets de graphite. L'or, qui est coulé dans des moules en fonte enduits de cire, a une teneur en fin de 983 millièmes.

4. — *Traitement pour argent de la solution de sulfate d'argent.*

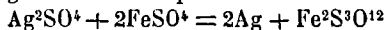
De la solution de sulfate d'argent, l'argent est précipité par le *cuivre*, le *fer* ou le *sulfate ferreux*.

Lorsqu'on emploie le *cuivre*, le liquide est versé dans des caisses (ordinairement en bois) revêtues de plomb et contenant des lames de cuivre ; il est ensuite étendu avec de l'eau et des lessives acides et, afin d'empêcher la séparation de sulfate d'argent solide, il est chauffé à l'ébullition au moyen d'un courant de vapeur directe. Dès que le liquide n'offre plus la réaction de l'argent, la solution de sulfate de cuivre produite est séparée par décantation d'avec l'argent précipité, dit *argent de ciment*. Théoriquement, il faut pour la précipitation de 100 parties d'argent 29 parties de cuivre. On obtient en même temps 115 parties de sulfate de cuivre. On sépare ce dernier de la solution par cristallisation.

Lorsqu'on se sert du *fer* pour la précipitation de l'argent, on laisse d'abord le *sulfate d'argent* se séparer à l'état solide. A cet effet, la solution de sulfate d'argent est transportée de la chaudière à dissolution dans une deuxième chaudière, où elle est refroidie et étendue de façon que la majeure partie du sulfate d'argent se précipite sous forme d'une *masse caséuse blanc verdâtre*. Cette masse est portée dans une caisse en bois garnie de plomb, tandis que le liquide acide est ajouté lors de la dissolution de nouvelles quantités d'alliage. Le sulfate d'argent est disposé par couches séparées par des plaques de tôle (plaques de tôle à boutons embouties), qui précipitent l'argent en produisant un dégagement de chaleur intense. Afin de favoriser la précipitation, on brasse la masse avec des spatules en bois. On ajoute le fer en proportion telle que l'argent seul soit précipité, mais non le *cuivre*. Par suite de l'action d'acide sulfurique libre sur le fer, il se dégage des gaz, qui peuvent entraîner des particules de la lessive et donner lieu à des pertes d'argent. Afin d'éviter cet inconvénient, on effectue la précipitation dans des caisses en bois *plates* revêtues de plomb. L'emploi d'injecteurs à vapeur ou de cheminées tirant bien est également nécessaire, afin de préserver les ouvriers contre l'action des gaz et des particules de lessive entraînées. La lessive séparée de l'argent précipité est traitée pour *sulfate de protoxyde de fer*.

Le procédé de précipitation de l'argent par le fer offre cet avantage qu'on n'a pas besoin de vapeur pour chauffer la lessive et que le précipitant employé est peu coûteux.

Pour précipiter l'argent par le *sulfate de protoxyde de fer* (*méthode de Gutzhow*), le sulfate d'argent est également séparé à l'état solide (*cristallisé*) par dilution de la solution et refroidissement de celle-ci. Les cristaux de sulfate d'argent sont arrosés sur un *filtre* avec une *solution bouillante de sulfate de protoxyde de fer*. L'argent est ainsi séparé à l'état métallique d'après l'équation :



et il se forme en même temps du *sulfate de peroxyde de fer*, qui entre en dissolution. Ce sel se rassemble dans une caisse en plomb placée au-dessous du filtre. Lorsque le sulfate d'argent contient du cuivre, il s'écoule d'abord une lessive cuprifère, qui est recueillie à part et décuvrée par le fer. En introduisant du fer dans la solution du *ferrisulfate*, on transforme ce dernier en *ferrosulfate*, que l'on emploie pour la précipitation de nouvelles quantités d'argent.

L'argent de ciment obtenu par l'une ou l'autre des méthodes précédentes et préalablement séparé par tamisage des morceaux de cuivre qu'il peut contenir

est lavé avec de l'eau sur des filtres ou dans des tonneaux en bois, jusqu'à ce que l'eau de lavage ne donne plus les réactions du cuivre, du fer et de l'acide sulfurique. L'argent enveloppé dans une toile est ensuite dépouillé de la majeure partie de l'eau par compression à l'aide de presses à vis ou hydrauliques (ces dernières sont préférables). Les gâteaux d'argent obtenus sont calcinés sur des plaques de fer ou dans des tubes en fonte cylindriques ou elliptiques, puis cassés en morceaux, fondus dans des creusets en argile ou en graphite et finalement coulés en barres. Pour purifier l'argent des éléments étrangers, on ajoute du salpêtre et, avant le coulage de l'argent, on enlève la scorie formée. Les moules dans lesquels l'argent est coulé sont enduits avec une bouillie claire d'argile ou de la chaux et, après que le métal y a été versé, ils sont munis de couvercles. L'argent ainsi obtenu a une teneur en fin de 998 à 999 millièmes.

Les lessives de la précipitation de l'argent sont traitées pour sulfate de cuivre et sulfate de protoxyde de fer.

L'eau provenant du lavage de l'argent précipité est employée pour la dilution des lessives, lors de la précipitation de l'argent.

Les crasses, qui se produisent lors de la fusion de l'argent et de l'or, sont fondues avec du carbonate de potassium ou de la litharge, ou ajoutées lors de la coupellation du plomb d'œuvre.

Les vieux creusets sont cassés et ajoutés lors de la fonte de minerais d'argent ou bien ils sont amalgamés après traitement préalable par l'acide sulfurique étendu.

A *Freiberg*, la lessive de sulfate d'argent est, après un refroidissement de 10 à 12 heures dans le vase à dissolution, puisée avec des cuillers en cuivre et versée dans des pots de même métal, desquels elle est ensuite transportée dans des caisses en bois revêtues de plomb dur laminé (et ayant 1^m,57 de longueur, 1^m,26 de largeur et 1^m de profondeur). Dans ces caisses, on précipite l'argent par du cuivre laminé, en chauffant la lessive à 70° à l'aide de vapeur d'eau. Afin de séparer les particules de cuivre d'avec l'argent, celui-ci est passé dans un tamis, puis lavé à l'eau bouillante dans une cuve en bois munie d'un fond mobile et d'un filtre en toile et il est ensuite comprimé en gâteaux de 78^{mm} de diamètre, à l'aide d'une presse hydraulique; les gâteaux obtenus sont bien desséchés dans des cornues en fer (de 1^m de longueur et 235^{mm} de diamètre), puis fondus dans des creusets de graphite (de 940^{mm} de hauteur et de 470^{mm} de diamètre supérieurement) et finalement coulés en barres du poids de 30 kilogr. ou bien grenailés. La teneur en fin de l'argent s'élève à 998-999 millièmes.

A *Kremnitz*, on procède d'une manière analogue. Les caisses à précipitation ont 2^m,50 de longueur, 1^m,30 de largeur et 80^{cm} de profondeur. La solution de sulfate d'argent est étendue à 24° B. avant la précipitation. Le lavage de l'argent précipité a lieu sur un filtre placé dans un entonnoir en cuivre perforé. L'argent, lavé à l'eau bouillante, puis transformé en gâteaux dans une presse hydraulique et calciné dans des cornues en fonte elliptiques, est fondu dans des creusets de graphite par charges de 500 à 600 kilogr. et ensuite coulé dans des moules. La consommation de combustible dans le fourneau à vent s'élève à 100-140 kilogr. de coke pour 500 à 600 kilogr. d'argent.

La lessive de sulfate de cuivre obtenue lors de la précipitation de l'argent est évaporée à 41° B. et ensuite abandonnée à cristallisation. Le sulfate de cuivre cristallise sur des menues branches de bois. Le vitriol brut obtenu est dissous dans l'eau. La solution (à 37-38° B.) est de nouveau évaporée et aban-

donnée à cristallisation. Les chaudières à cristallisation sont chauffées à la vapeur.

A la *Monnaie de New-York*, l'argent est également précipité par le cuivre. Les caisses à précipitation ont 4^m,27 de longueur, 2^m,13 de largeur et 0^m,762 de profondeur. Le cuivre destiné à la précipitation est placé sous forme de plaques le long des côtés et sur le fond des caisses. La lessive de sulfate d'argent est étendue à 20 B°. avec de l'eau de lavage et bouillie pendant 6 à 7 heures à l'aide de vapeur directe. L'argent précipité est séparé du liquide à l'aide d'un filtre en toile placé dans un vase en cuivre ; il est ensuite lavé à l'eau bouillante dans un vase en plomb, puis comprimé dans une presse hydraulique, desséché pendant 18 heures au moyen de vapeur directe dans un exsiccateur à vapeur et enfin fondu dans des creusets de graphite avec du salpêtre et de la cendre d'os, par charges de 140 à 186 kilogr. L'argent coulé en barres a une teneur en fin de 990 à 998 millièmes.

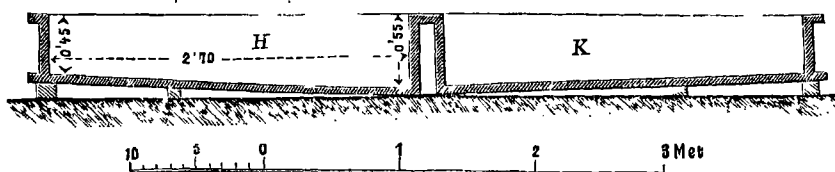


Fig. 582. — Appareil de Lautenthal pour la précipitation de l'argent du sulfate d'argent par le fer.

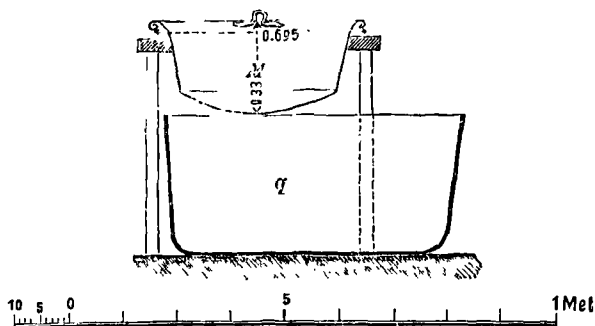


Fig. 583. — Chaudière-filtre (M) pour le lavage à l'eau bouillante de l'argent précipité par le fer et bassin de réception (q) pour l'eau de lavage (Lautenthal).

La lessive de sulfate de cuivre est concentrée à 35-40° B. et ensuite abandonnée à cristallisation. Le sulfate de cuivre cristallise sur des baguettes de plomb.

La précipitation de l'argent par le fer est pratiquée, par exemple, à *Lautenthal, au Harz supérieur*.

La solution de sulfate d'argent refroidie est puisée avec des cuillers en cuivre et versée dans une chaudière en fonte qui se trouve à côté de la chaudière à dissolution, puis elle y est étendue avec de l'eau froide jusqu'à la densité de 58° B. Le sulfate d'argent est ainsi séparé sous forme d'une masse caséuse blanc verdâtre, qui, en vue de la précipitation de l'argent, est transportée dans une caisse en bois revêtue de plomb, tandis que le liquide est ajouté lors de la

dissolution de nouvelles quantités d'alliage. La *caisse à précipitation* et la caisse destinée à recevoir l'eau de lavage du sulfate d'argent sont représentées par la figure 582. Il est la caisse à précipitation, K la caisse pour l'eau de lavage. Toutes les deux sont en bois revêtu de plomb et possèdent un fond incliné. Le sulfate d'argent est disposé par couches dans la caisse H avec des plaques de tôle à boutons embouties, que l'on ajoute peu à peu et avec beaucoup de précaution vers la fin de la précipitation. Au sulfate d'argent on ajoute l'eau de lavage qui se trouve dans la caisse K et pendant la précipitation on brasse les masses avec des pelles en bois. La précipitation est terminée, lorsque le liquide n'est plus troublé par une addition de chlorure de sodium. Elle dure 2 à 3 heures. L'argent précipité est lavé à l'eau bouillante dans une chaudière en cuivre perforée, garnie d'un filtre en toile et offrant la disposition représentée dans la figure 583 (M) ; le lavage est continué jusqu'à ce que le ferrocyanure de potassium ne donne plus la réaction du protoxyde de fer. L'eau de lavage, qui tombe dans le vase *q*, est rassemblée dans la chaudière K (fig. 582) et, comme on l'a déjà dit, elle est ajoutée lors de la précipitation de l'argent. L'argent précipité et lavé est comprimé dans une presse hydraulique, puis chauffé dans des cornues cylindriques en fonte, fondu dans des creusets en graphite par quantités de 200 à 250 kilogr. et enfin coulé dans des moules en fonte.

La lessive de sulfate ferreux provenant de la précipitation de l'argent est filtrée sur du plomb granulé, puis évaporée dans des chaudières avec addition de fer et abandonnée à cristallisation dans des caisses.

Le plan de l'*affinerie de Lautenthal* est représenté par la figure 584. A est la chaudière de dissolution, B la chaudière pour recevoir la solution de sulfate d'argent, C une caisse en plomb pour recueillir l'acide séparé du sulfate d'argent solide produit dans la chaudière B, *e* la cheminée pour éconduire les acides du soufre, H la caisse pour la précipitation de l'argent, K la caisse pour recevoir l'eau de lavage, M la chaudière-filtre pour le lavage de l'argent précipité, Q une chaudière pour chauffer l'eau à l'ébullition, R un réservoir pour recevoir les lessives ferrugineuses, Y la presse hydraulique, U la cornue pour la calcination de l'argent comprimé, V le fourneau à vent dans lequel est placé le creuset pour la fusion de l'argent, W le fourneau à vent pour la fusion de l'or, *k* une rigole avec filtre en plomb granulé conduisant les lessives ferrugineuses dans le réservoir R, *p* un injecteur pour faire passer les lessives de sulfate ferreux dans la chaudière évaporatoire D. N, N sont les caisses à cristallisation pour le sulfate ferreux. T est une caisse en plomb pour l'élimination des sulfates du schlamm d'or par ébullition de ce dernier avec de l'eau, *o* un tube amenant la vapeur de chauffage, P la chaudière pour l'ébullition du schlamm d'or avec de l'acide sulfurique, α un bain de sable, γ la table de travail, S une caisse collectrice garnie de plomb pour le sulfate ferreux cristallisé.

La précipitation de l'argent de la solution du sulfate d'argent par le sulfate ferreux, d'après la *méthode de Gutzkow*, a été pratiquée dans les anciennes usines d'essai et de raffinage établies près de *San-Francisco* (*Assaying and Refining Works*), où, d'après *Egleston*¹, on procédait de la manière suivante :

De la chaudière à dissolution, la solution de sulfate d'argent était décantée dans un vase en fer (de 2^m,75 de longueur, 1^m,50 de largeur et 0^m,50 de profondeur), contenant de l'acide sulfurique à 58° B. (l'eau-mère de la précipitation du

¹ *Silver, Gold and Mercury*, t. II, p. 775.

sulfate d'argent), et ensuite portée à 110° par chauffage extérieur. En étendant le liquide, on précipitait le sulfate de plomb avec les particules d'or qui s'y trouvaient en suspension, tandis que le sulfate d'argent restait en dissolution à cause de la haute température.

Le liquide clair était décanté dans un vase en fer placé dans un vase en plomb et refroidi par circulation d'eau entre les deux vases. Le liquide en se refroidissant laissait déposer le sulfate d'argent qu'il tenait en dissolution. La séparation de ce sel, qui formait sur le fond du vase une masse jaune, dure et composée

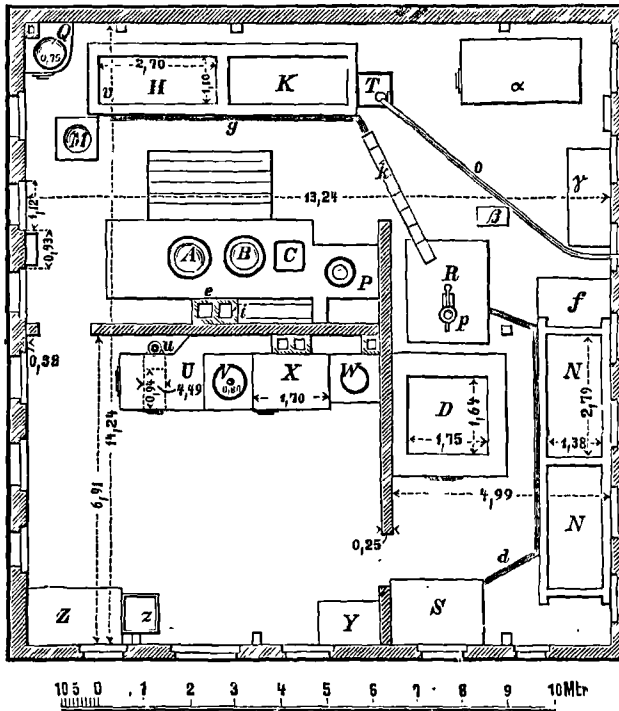


Fig 584. — Plan de l'affinerie de Lautenthal.

de cristaux, durait 9 heures. A bout de ce temps, le liquide surnageant le sel était retourné dans le vase en fer dont il a été question en premier lieu et où il servait comme, acide à 58° B. pour la dilution de la solution de sulfate d'argent.

Le sulfate d'argent, qui était mélangé avec de l'oxydure de cuivre sous la forme d'une poudre rouge, était versé dans des caisses en bois garnies de plomb et munies d'un double fond ; ces caisses avaient $1^{\text{m}},20$ de longueur, $0^{\text{m}},90$ de largeur et $0^{\text{m}},30$ de profondeur. Une pareille caisse recevait le sulfate d'argent de 5 chaudières à dissolution. Le sulfate y était arrosé avec une solution bouillante saturée, aussi neutre que possible de sulfate ferreux. Ce dernier pénétrait à travers la couche de sulfate d'argent et en séparait de l'argent métallique, en se transformant lui-même en ferrisulfate, puis traversant le premier fond (ou filtre) il arrivait sur le fond proprement dit du vase et s'écoulait par un orifice muni d'un ro-

binet. Le premier liquide qui sortait du vase absorbait le cuivre et était, par suite, coloré en bleu. Il était recueilli dans un vase particulier garni de plomb. Dès que le liquide ne contenait plus de cuivre, ce que l'on reconnaissait à sa couleur brune, on le recevait dans un vase garni de plomb, ayant 5^m,60 de longueur, 2^m,80 de largeur et 0^m,90 de profondeur. Lorsque le liquide offrait une

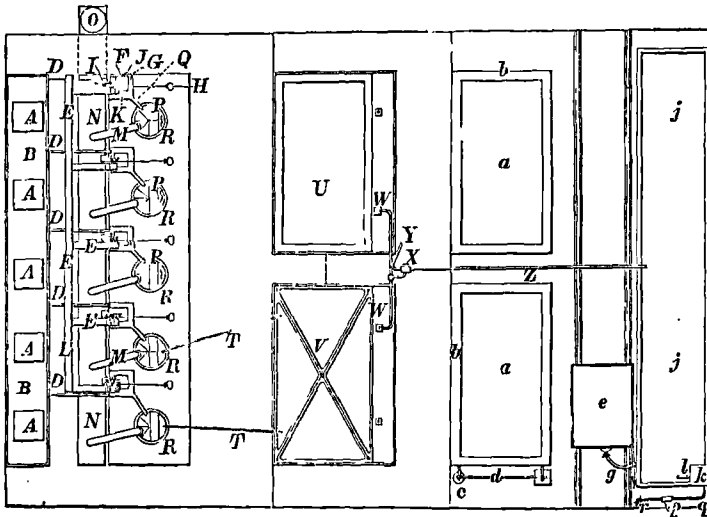


Fig. 585. — Atelier d'affinage des Assaying and Refining Works, près San-Francisco; plan.

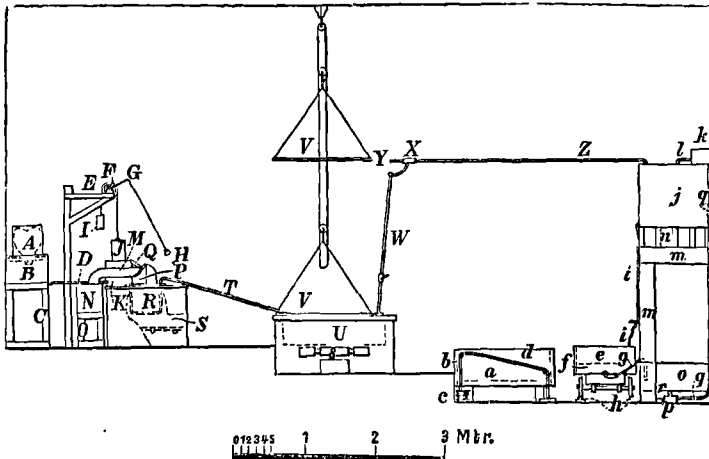


Fig. 586. — Atelier d'affinage des Assaying and Refining Works, près San-Francisco; coupe verticale.

couleur verte, la majeure partie de l'argent était précipitée et on cessait de verser la solution de sulfate ferreux. L'opération tout entière durait 4 à 5 heures. Il

était nécessaire de brasser les masses de temps en temps, afin de mettre le sulfate ferreux en contact avec des particules fraîches de sulfate d'argent. La quantité de solution de sulfate ferreux employées s'élevait à 11,5 litres par kilogramme de sulfate d'argent solide.

Le liquide sortant du vase avait dissous une certaine quantité de sulfate d'argent, s'élevant en moyenne à 7,5 p. 100. L'argent en était précipité par le cuivre de la solution bleue et par le fer de la solution brune dans les vases où ces liqueurs avaient été recueillies.

Le précipité contenait à l'état métallique 90 p. 100 de la teneur totale en argent du sulfate. Mais le précipité retenait toujours une certaine quantité de sulfate d'argent.

Afin de réduire le sulfate d'argent contenu dans l'argent, celui-ci était porté dans des caisses garnies de plomb, avec double fond et filtre et ayant 1^m,22 de longueur, 0^m,90 de largeur et 0^m,90 de profondeur. Dans ces caisses, il était disposé par couches de 0^m,25 d'épaisseur avec des lames de cuivre et ensuite abandonné à lui-même jusqu'au lendemain, après addition d'eau bouillante. Le sulfate d'argent était dissous par celle-ci et de la solution l'argent était précipité par le cuivre.

L'argent était ensuite lavé à l'eau bouillante sur un filtre en toile, desséché, comprimé dans une presse hydraulique, calciné et fondu dans des creusets de graphite. Sa teneur en fin s'élevait à 998 millièmes.

La lessive de sulfate ferrique était transformée par chauffage avec du fer en lessive de sulfate ferreux, qui servait pour la réduction de nouvelles quantités de sulfate d'argent.

Les figures 585 et 586 représentent la disposition de l'affinerie des *Assaying and Refining Works* mentionnées précédemment¹. R, R sont les chaudières à dissolution, M, M les tubes abducteurs des acides gazeiformes du soufre ; N, N sont de petites chambres de plomb, qui communiquent avec une tour à coke O ; B, B sont les réservoirs pour l'acide sulfurique, U, U les caisses pour recevoir la solution de sulfate d'argent, a, a les caisses pour la cristallisation du sulfate d'argent ; e est la caisse, reposant sur des roues, où a lieu la précipitation de l'argent ; j est le réservoir pour la lessive de sulfate ferrique, o le réservoir pour la transformation de la lessive de sulfate ferrique en lessive de sulfate ferreux. Cette dernière est montée à l'aide de la pompe à vapeur p dans la caisse k, d'où elle s'écoule dans le réservoir j.

C. — Affinage par voie électrométallurgique.

Si l'on emploie de l'argent aurifère comme anode, une plaque d'argent comme cathode du courant électrique et une solution d'azotate d'argent très-étendue comme électrolyte, l'argent peut, avec une densité de courant convenable, se séparer à la cathode, tandis que l'or reste à l'anode à l'état pulvérulent. En enveloppant l'anode dans un sac en coton, on peut recueillir l'or dans ce dernier. L'anode est détruite dans un temps relativement court. L'argent ainsi obtenu est complètement exempt d'or, tandis que l'or peut, par ébullition avec de l'acide azotique, être dépouillé des petites quantités d'argent qu'il contient encore et porté à une teneur en fin supérieure à 999 millièmes.

¹ Egleston, *loc. cit.*, p. 776.

Si l'alliage n'est pas pur, il doit être purifié *avant l'électrolyse* et amené à une teneur en fin de 950 millièmes au moins. Il faut surtout éviter une grande teneur en *cuivre*, parce que ce dernier est précipité avec l'argent à la cathode.

La séparation électrolytique de l'or et de l'argent, basée sur les principes qui viennent d'être exposés, a été introduite par *Moebius* à *Pittsburgh* et à *Saint-Louis*, aux États-Unis, et plus récemment dans l'*affinerie de Francfort-sur-le-Main*, et elle a donné de si bons résultats qu'elle a dans ces usines remplacé l'affinage par l'acide sulfurique.

Elle est encore applicable lorsque l'argent ne renferme que 2/10 de millième d'or et, comparée à l'affinage par l'acide sulfurique, elle a, abstraction faite du coût moins élevé de l'opération, l'avantage particulier de supprimer les vapeurs nuisibles. En outre, la séparation est terminée en 48 heures au plus et elle occasionne moins de perte en argent que l'affinage par l'acide sulfurique. C'est pour cela qu'il faut s'attendre à la voir aussi remplacer ce dernier mode d'affinage dans d'autres usines travaillant sur une grande échelle et d'une manière continue.

Aux usines de la *Saint-Louis Smelting and Refining Company* (États-Unis de l'Amérique du Nord), où l'affinage électrolytique a été mis en activité en 1891 et que l'auteur a visitées, l'argent aurifère à affiner contient 5 millièmes d'or. Le métal est coulé en plaques-anodes de 0^m,25 de longueur, 0^m,20 de largeur et 0^m,0063 d'épaisseur. Deux de ces plaques sont réunies dans les bains en une seule anode. Les plaques-cathodes sont formées de lames minces d'argent fin. Les électrodes sont suspendues dans 10 caisses en bois (de pitch pin), rendues étanches au moyen de cire minérale. Chaque caisse est partagée en 7 compartiments, de façon à former 70 bains contenant chacun 4 paires d'électrodes. La différence potentielle s'élève dans chaque bain à 1,5 volt. La densité du courant est de 350 ampères par mètre carré. Le courant est fourni par une dynamo de 200 ampères d'intensité de courant et de 100 volts de tension. Elle a été construite par la *United States Electric Light Company*, et exige une force motrice de 15 chevaux. On emploie comme machine motrice pour tout l'atelier une machine à vapeur de *Westinghouse* de 30 chevaux. Les plaques-anodes sont enveloppées dans des sacs de toile de coton.

L'argent ne se sépare pas à l'état compact, mais en cristaux, de sorte qu'il se produit facilement des filaments métalliques qui établissent une communication entre les électrodes. C'est pour cela que les bains sont munis de râcles roulant sur des poulies, qui détruisent ces filaments et produisent en même temps dans la lessive un mouvement d'agitation. L'argent tombe dans une caisse en bois placée au-dessous des électrodes de chaque bain et munie d'un filtre et d'un double fond. Le fond supérieur est perforé et recouvert d'une toile, sur laquelle reste l'argent. Ces caisses peuvent être retirées du bain à l'aide d'un dispositif très-simple.

L'électrolyte se compose au début de l'opération d'eau avec 1/10 p. 100 d'*acide azotique*, plus tard d'une solution très-faible d'*azotate d'argent*.

Les plaques-anodes sont détruites au bout de 36 à 40 heures. L'or se rassemble dans les sacs de coton, l'argent dans les caisses filtrantes. Le schlamm d'or est retiré des sacs une fois par semaine, tandis que l'argent est enlevé des caisses chaque soir. Dans ce but, ces dernières sont retirées des bains et vidées l'une après l'autre dans une caisse filtrante particulière amenée près de chaque bain.

Comme le *schlamm d'or* est encore argentifère, il est bouilli avec de l'acide

azotique, puis lavé, desséché et fondu avec du sable ou du borax. L'or ainsi obtenu a une teneur en fin de 999 millièmes. L'azotate d'argent résultant de l'ébullition du schlamm dans l'acide azotique et l'eau de lavage sont ajoutés dans les bains comme électrolytes.

Les *cristaux d'argent* sont lavés dans la caisse filtrante où ils ont été recueillis, puis desséchés au moyen d'air que l'on fait passer par aspiration à travers leur masse et le filtre sur lequel repose celle-ci et ils sont ensuite fondus. L'argent a une teneur en fin de 999,5 millièmes et il est exempt d'or.

Avec les dispositifs dont il vient d'être question, on affine par jour (24 heures) 30 000 onces ou 933 kilogr. d'argent aurifère.

L'argent aurifère traité par l'affinerie de *Pittsburgh*, qui est en activité depuis 9 ans, a également une teneur en or de 5 millièmes. Il est coulé en plaques de 0^m,25 de largeur, 0^m,406 de longueur et 0^m,032 d'épaisseur (dans des moules fermés). Le dispositif est analogue à celui de Saint-Louis. La destruction des anodes est achevée en 2 × 24 heures.

Le schlamm d'or est fondu avec un peu d'argent et bouilli dans des pots en grès avec de l'acide azotique. Dans l'établissement en question, on peut affiner par jour 40 000 onces d'argent aurifère (= 1244 kilogr.), avec une dépense de force de 20 chevaux. Le chauffage se fait au gaz naturel.

D'après les communications de *Roessler*, l'atelier de la *Deutsche Gold- und Silber-Scheideanstalt*, à *Frankfort-sur-le-Main*, est disposé pour l'affinage de 1000 kilogr. d'argent d'éclair en 24 heures. La dynamo (système Schuckert) exige 20 chevaux et est actionnée par un moteur à gaz de 25 chevaux. Elle fournit un courant de 150 ampères avec une tension de 100 volts. Il y a 70 cellules, qui consomment chacune 1,5 volt. Les plaques-anodes sont de forme rectangulaire ; elles ont une épaisseur de 1^{cm} et pèsent chacune 1,5 kilogr. Quatre de ces plaques, enveloppées dans des sacs en toile, sont suspendues vis-à-vis des cathodes, qui sont elles-mêmes formées d'argent laminé. L'électrolyte est une solution d'azotate de cuivre légèrement acidifiée et contenant par litre 40 gr. de cuivre et 5 gr. d'argent. En 36 heures, les anodes sont rongées jusqu'à la partie qui se trouve en dehors de la solution. Si l'argent est riche en or et en cuivre, il faut une tension beaucoup plus grande qu'avec de l'argent pauvre en ces métaux.

L'argent est retiré des bains toutes les 24 heures, l'or 3 fois par 24 heures. L'argent a la forme de petits cristaux brillants et il est fondu directement. Sa teneur en fin s'élève à 999 millièmes.

L'or, contenant encore de l'argent, du peroxyde d'argent, du peroxyde de plomb et différentes autres impuretés, doit être soumis à un nouveau raffinage.

TABLE ALPHABÉTIQUE

A

- Abatage hydraulique des alluvions, 716.
 Abdarrprozess, 454.
 Abstrichs, 390, 336, composition, 538, liquation, 390, révification, 391.
 Abzugs, 535, composition, 538, traitement, 389.
 Acide azotique, affinage de l'or par l', 799.
 Acide sulfurique, action sur les alliages or-argent, 802, affinage de l'or par l', 802.
 Affinage du cuivre, 153, 156, 162.
 Affinage de l'or, 791, par voie sèche, 792, par voie humide, 799, par voie électrométallurgique, 820.
 Agitateur, 621.
 Agordo, grillage pour noyaux à, 32, 39, 192.
 Aire de liquation, 458.
 Alimentateur Tulloch, 608.
 Alliages de l'argent, 426.
 — du cuivre, électrolyse, 235.
 — de l'or, 707.
 — du plomb, 253.
 Alliage riche (voy. Ecume de zinc riche).
 Alluvions aurifères, 709, abatage hydraulique, 716.
 Alport, extraction du plomb à, 272.
 Allai, emplombage des minerais d'argent dans l', 444, des mattes, 447.
 Altenau, extraction du plomb par grillage et réduction à, 357; imbibition des minerais d'argent, 435, 440; coupellation, 540; lixiviation sulfurique, 562.
 Amador reduction works, grillage des minerais d'or aux, 733.
 Amalgamateurs, 744, Atwood, 744, Crosby, 746, Howard, 747, Laszlo, 739, Paul, 746.
 Amalgamation des minerais d'argent, 568, avec le mercure seul, 571, chaude en chaudières, 574, après grillage chlorurant, 633, américaine en tas, 581, humide en chaudières, 602, 616, en tonneaux ou européenne, 633, 646, en chaudières d'après le procédé de Reese-River, 633, 652, à la fina par le procédé Francke, 633, 656, avec mercure sous forme de combinaisons solubles, 659.
 Amalgamation du cuivre noir, 650, des mattes cuivreuses, 650, des speiss, 651.
 Amalgamation des minerais d'or, 715: sans pulvérisation et sans enrichissement, 716; sans pulvérisation et avec enrichissement, 721; pendant et après la pulvérisation, 721, à l'aide d'arrastres, 721, de moulins, 722, de bocards, 726; après pulvérisation, 737, au mortier, 737, en tonneaux rotatifs, 737, dans des moulins, 737, en chaudières, 742, à l'aide de plaques amalgamées, 743, à l'aide d'amalgamateurs, 744; procédé de Désiguolle, 747.
 Amalgame d'argent, propriétés, 426; filtration, 622; distillation dans les cloches mexicaines, 660, dans les cloches de Freiberg, 661, dans des cylindres verticaux, 661, dans des cylindres horizontaux, 663.
 Amalgame d'or, filtration et distillation, 749.
 — de potassium, 733.
 — de sodium, 783.
 Anaconda, procédé au convertisseur (cuivre) à, 145.
 Anglésite, 254.
 Antimoine dans le cuivre, 3, dans le plomb, 247, dans le plomb d'œuvre, 478, dans l'or, 706.
 Antimoniate d'argent, propriétés, 425.
 — de bismuth, dans le cuivre, 5.
 — de cuivre, dans le cuivre, 5.
 — de plomb, dans le cuivre, 5.
 Antimoniate de cuivre et de nickel (voy. Cuivre micacé).
 Apron, 731.
 Arany-Idka, amalgamation en tonneaux à, 649.
 Argent, extraction, 430; par voie sèche, 432; par voie humide, 560; par lixiviation sulfurique, 561, 566; par amalgamation, 568; des minerais de cuivre chlorurés par grillage, procédé Claudet, 693; par le chlorure de sodium, procédé Augustin, 665; par l'hyposulfite de sodium, procédé Paterna, 674; par l'hyposulfite de calcium, procédé Kiss, 688; par l'hyposulfite de sodium et de cuivre, procédé Russel, 689; par transformation en sulfate, procédé Ziergovel, 694; par voie électrométallurgique, 702.
 Argent, 419; propriétés physiques, 419; propriétés chimiques, 419; réactions de ses combinaisons, 420; minerais, 427.
 Argent amalgamé, 428.
 — antimonial, 423.
 — antimonisé sulfuré, 428.
 — antimonisé sulfuré noir, 429.
 — bromuré, 430.

Argent brut, 538, composition, 538, raffinage, 554.
 — de ciment, 676, 699, 814.
 — chloruré, 429.
 — corné, 429.
 Argent d'éclair, 527, 538, composition, 538, raffinage, 554.
 Argent fin, 559.
 — ioduré, 430.
 — natif, 428.
 — noir, 429.
 — rouge clair, 428.
 — rouge sombre, 428.
 — sulfuré, 428.
 — — antimonifère et plombifère, 429.
 — — fragile, 429.
 — telluré, 429.
 Argo, extraction du cuivre à, 137; procédé Ziervogel, 699.
 Argyrithrose, 428.
 Argyrose, 428.
 Arizona, extraction du cuivre dans l', 150.
 Arrastres, 571, 573, 583, 721.
 Arséniate d'argent, propriétés, 423.
 Arséniate de cuivre, dans le cuivre, 5.
 Arsenic, dans le cuivre, 3, dans l'or, 706, dans le plomb, 247, dans le plomb d'œuvre, 478.
 Assaying and refining works, affinage de l'or, 820.
 Assiette au zinc, 329.
 Atakamito, 13.
 Atvidaberg, extraction du cuivre à, 111.
 Australie, procédé au cyanure en, 790.
 Azotate d'argent, traitement pour argent, 801.
 Azurite, 42.

B

Balbach, affinage de l'or à, 813.
 Bas-foyer américain, 282, 284.
 — écossais, 280.
 — de Moffet, 284.
 — sibérien, 387.
 Bassin de coulée, 83.
 Batopilas, amalgamation à, 573.
 Batée, 712.
 Batterie de patinonnage, 464.
 Battitures de cuivre, 6.
 Berceau californien, 712.
 Best selected copper, 131, 449.
 Bichlorure de cuivre, réactions, 11.
 Bioxyde de cuivre, réactions, 7.
 Bismuth, dans le cuivre, 3, dans l'or, 706, dans le plomb, 247, dans le plomb d'œuvre, 478.
 Blanket-slices, 627.
 Bleiberg (Belgique), extraction du plomb à, 276.
 Bleiberg (Carinthie), extraction du plomb à, 261.
 Bleistein-Königskupfer, 141.
 Bleistein-Rohstein, 141.
 Blistered copper, 131, 449.
 Blue metal, 134.
 Bocards californiens, 603, 727.
 — humides, 601.
 — secs, 638.
 Boicza, amalgamation de l'or à, 740.
 Bornite, 12.
 Boston and Colorado works, procédé Ziervogel aux, 699.
 Bottoms, 19, 113, 128, 132, 701, traitement, 136.
 Bournonite, 13.
 Brad, amalgamation de l'or à, 740.

Broken-Hill, extraction du plomb à, 378, procédé Patera, 676.
 Brome, extraction de l'or par le, 770.
 Bromite, 430.
 Bromure d'argent, propriétés, 425.
 Broyage à sec, 790.
 Broyeurs Blake, 603.
 — Dodge, 603.
 Brûleurs à pyrites, 40.

C

Cadmies, 78.
 Cadmiun, dans l'or, 706.
 Cake copper, 136.
 Calcination, 113.
 Califormie, abataje hydraulique des alluvions aurifères en, 716.
 Carbonate de plomb, propriétés, 252, extraction du plomb du, 376.
 Carbone, dans le cuivre, 4.
 Carcasses de liqation, 461.
 Cases murées, 34.
 Cazo, 575.
 Cémentation, 795.
 Cendre de coupelles, 559.
 — de cuivre, 6.
 — de pyrites, 202.
 — de lét, 559.
 Cerro Gordo, procédé Patera à, 677.
 Cérussite, 254.
 Chalcantite, 13.
 Chalcopyrite, 12.
 Chalcosine, 12.
 Chaudières d'amalgamation, 601, 610, 742, de Wheeler, 611, de Horn, 613, de Mac Cono, 614, de Stevenson, 614.
 Chaudière de Knox, 622.
 — de liqation, 490.
 — à moudre, 631.
 — de patinonnage, 464.
 — de zingage, 481.
 Choltenham, désargentation par le zinc à, 489.
 Chessy, extraction du cuivre à, 150.
 Chicago, raffinage du plomb à, 413; désargentation par le zinc, 489.
 Chlore, préparation, 757, extraction de l'or par le, 754.
 Chloruration de l'or, 754, dans des vases en grès, 755, dans des cuves en bois fixes, 756, mobiles, 757, dans des cylindres rotatifs, 761.
 Chlorure d'argent, propriétés, 423; dissolution par le chlorure de sodium, 666, par l'hypo-sulfite de sodium, 674, 760; traitement d'après Leibius, 796.
 Chlorure d'or, 706.
 — de plomb, 232.
 Chrysocolle, 13.
 Clausthal, coupellation à, 540.
 Clean-up-pan, 622.
 Close regulus, 133.
 Coarse metal, 112, 124, 132.
 Cobalt, dans le plomb, 248, dans le plomb d'œuvre, 478.
 Colas, 600.
 Comalillos, 588.
 Combination pan, 614.
 Compassring, 543, 546.
 Concentrates, 630, 751.
 Concentrés, 630, 773.
 Convertisseur américain, 146.

Convertisseur Bessemer, 144.
 — Manhès et David, 145.
 Cooling floors, 615.
 Copiapo, procédé Kröhnke à, 578.
 Coupellation, 523; au four allemand, 525, conduite, 534, exemples, 540; au four anglais, 543, conduite, 530; du plomb argentifère, 523; du plomb aurifère, 725.
 Coupelle, 526, 543.
 Covellite, 13.
 Cradle, 712.
 Crasses de plomb, traitement, 384.
 Cristallisation (voy. Pattinsonage).
 Cuivre, extraction, 13; par voie sèche, 14; de ses combinaisons sulfurées, 14; procédé au four à cuve ou allemand, 16, 18, 20, avec concentration de la matte brute, 108; procédé au four à réverbère ou anglais, 17, 19, 112; procédé anglo-allemand, 138; procédé au convertisseur, 18, 20, 124; de ses oxydes et sels, 149; par voie humide, 14, 178 (des oxydes et carbonates de cuivre, 179, du sulfate de cuivre, 187, du sulfure de cuivre, 189); par voie électrométallurgique, 14, 223 (des minerais, 224, des mattes, 232, des alliages, 235).
 Cuivre, propriétés physiques, 1, propriétés chimiques, 6; influence des corps étrangers sur ses propriétés, 2; réactions chimiques de ses combinaisons, 6; minerais, 11.
 Cuivre affiné, 153, 160.
 Cuivre, alliages de, électrolyse, 235.
 — ampoulé, 131, 449.
 Cuivre argentifère, fonte d'emplombage, 457, liqutation, 458, ressuage oxydant, 459.
 Cuivre best selected, 131, 449.
 Cuivre brut, 14, 106, composition, 106; purification, 152, affinage au petit-foyer, 153, 162, au four à réverbère, 156; raffinage au petit-foyer, 161, 162, au four à réverbère, 162.
 Cuivre de ciment, 186, 221, 222.
 — argentifère, 566.
 — chloruré, 13.
 Cuivre, dissolution (du) des minerais oxydés, 179, par l'acide sulfurique, 179, par l'acide chlorhydrique, 180, par le protochlorure de fer, 181, par le carbonate d'ammonium, 183, par l'hyposulfite de sodium, 184, par le sulfate ferrique, 184; des minerais sulfurés, 212.
 Cuivre en galettes, 136.
 — gris, 13, 429.
 — hydrosiliceux, 13.
 — malléable, 133.
 — micacé, dans le cuivre, 5, 153, 172.
 — natif, 11, traitement, 132, 176.
 Cuivre noir, 14, 106, amalgamation, 650, extraction de l'argent, 561, 671.
 Cuivre malléable, 153.
 — noir argentifère, lixiviation sulfurique, 561.
 Cuivre overpoled, 4, 172.
 — oxydés ferrifère, 11.
 — — noir, 11.
 — — rouge, 11.
 — oxydulé, 11.
 — en pains, 136.
 — pansaché, 12.
 Cuivre, précipitation de ses dissolutions, 184, 216, par le fer, 184, 216, 217, par l'éponge

de fer, 218, par l'hydrogène sulfuré, 188, 218.
 Cuivre, dans le plomb, 248.
 — pyriteux, 12, 14.
 Cuivre raffiné, 153, composition, 174, 176, 177.
 Cuivre sulfaté, 13, extraction du cuivre du, 187.
 Cuivre sulfuré, 12, extraction du cuivre du, par voie sèche, 14, par voie humide, 189.
 Cuivre sulfuré argentifère, 428.
 — suraffiné, 2, 155.
 — surperché, 172.
 — en tuile, 136.
 Cyanure auro-potassique, décomposition par le zinc, 777, par l'aluminium, 784, par le charbon, 784, par l'électrolyse, 784, par le sulfate de cuivre, 787.
 Cyanure de potassium, extraction de l'or par le, 773.

D

Débris des fours à plomb, traitement, 384.
 Deep placers, 109.
 Delhi, affinage de l'or par le soufre à, 795.
 Deloro mine, grillage des minerais d'or à la, 754; procédé Mears, 761.
 Demi hauts-fourneaux, 88.
 Denver, fours à cuve pour la fonte du plomb à, 342; extraction du plomb par grillage et réduction, 357.
 Désargention des mattes cuivreuses, 454, des speiss, 455, du plomb d'œuvre par le zinc, 477, par cristallisation, 462, par le zinc et l'aluminium, 519.
 Dessiccation des minerais d'argent sur plaques de fonte, 634, dans des cylindres rotatifs, 634, dans les fours Stetefeldt, 634.
 Dich'polen, 169.
 Diserasite, 428.
 District de Reese-River, 654.
 — de Washoe, 602.
 Dresde, affinage de l'or par le sulfure d'antimoine à, 793.
 Drop-box, 719.
 Drumlunnon Mine, amalgamation de l'or sur plaques métalliques à la, 743.
 Dry kiln, 655.
 Dry process, 602.
 Dürrerze, 353, 437, 442.

E

Eaux cimentatoires, 187, 188.
 — de mines, 188.
 Écailles de ressuage, 465.
 Ecumes cuprifères, 386, 393, 461, 469.
 — plombifères, 393.
 Ecume de zinc, 438, 490, liqutation, 490.
 Ecume de zinc riche, 490, 494, distillation, 496, fusion au four à cuve, 503, 506, coupellation, 506, décomposition par la vapeur d'eau, 507.
 Electrolyse des alliages de cuivre, 235, des alliages or-argent, 820, des alliages plomb-argent, 703, des alliages zinc-argent, 704, du chlorure d'argent, 799, du cyanure auro-potassique, 784, des mattes de cuivre, 232, des minerais de cuivre, 224.

Élévateur Belt, 639.
 — à mercure, 626.
 El Paso, extraction du plomb à, 378.
 Embolite, 430.
 Emplombage des alliages, 456 ; en creusets, 435 ; par imbibition, 433, 446, 456 ; des mattes, 446, 448, 454 ; des minerais d'argent, 434, 436, 441, d'or, 714 ; des speiss, 455.
 Enargite, 13.
 Epines de ressuage, 392, 393, 403.
 Éponge de fer, 218.
 Espagne, extraction du plomb par grillage et réduction en, 359.
 Etain dans le cuivre, 3, dans l'or, 707, dans le plomb d'œuvre, 478.
 Eureka-rubber, 744.
 Eureka-Works, grillage des minerais d'or aux, 754.

F

Fer dans le cuivre, 3, dans le plomb, 248.
 Fernезely, emplombage des mattes à, 450, des minerais d'argent, 442.
 Filage, 534, 542.
 Filtres à amalgame, 622.
 Fine metal, 135.
 Float gold, 788.
 Fondon, 575.
 Fonds de coupelle, composition, 539, traitement, 389, 537.
 Fonds cuivreux, 19, 113, 123, 132, 701, traitement, 136.
 Fonte de concentration du cuivre, 455.
 — des déchets, 794.
 — d'emplombage du cuivre argentifère, 157.
 Fonte pour matte au four à cuve, 76, au four à réverbère, 116.
 Fonte des minerais de cuivre au four à cuve, 70, au four à réverbère, 116.
 Fonte des minerais de plomb au bas-foyer, 279, au four à cuve, 306, au four à réverbère, 259.
 Fours d'affinage du cuivre, 156.
 Fours à avant-creuset, 83.
 — de Barnaul, 542.
 — à bascule, 497.
 — à bassin, 83.
 — à cascade, 47.
 — castillan, 359.
 — de Cheltenham, 500.
 — à chemise d'eau, 80, 85, 88.
 Four de coupellation allemand, 578, américain, 545, anglais, 543.
 Fours à creuset, 83.
 — à cuve, 40.
 — — aspirateurs, 313.
 — — atmosphériques, 313.
 — — soufflés, 316.
 — — à tirage naturel, 313.
 — — exsiccateur de Stetefeldt, 635.
 — à flamme à cuve, 297, à sole, 297.
 Fours de fusion du cuivre à cuve, 80, à manche, 85, à sole, 87, du Harz (ancien), 87, du Mansfeld (anciens), 88, russes, 88, ronds d'Okar, 89, ronds du Mansfeld, 89, américains à chemise d'eau, 89, d'Orford, 93, d'Henrich, 95, de Skinder, 95, d'Herreshof, 95 ; à réverbère, 118, gallois, 118, américains, 120.

Fours de fusion du plomb à cuve à tirage naturel, 314, d'Herbetz, 314, soufflés, 316, à manche, 329, du Harz inférieur (anciens), 329, de Vogl-Wellner, 331, de Stolberg, 332, de Freiberg (de Pils), 326, 333, de Przibram, 385, du Harz intérieur (nouveaux), 336, Raschette, 336, américains, 323, 342, de Clausthal, 363, de Broken-Hill, 378 ; à réverbère de Bleiberg (Carinthie), 261, du Missouri, 265, de Stiperstones, 267, de Friederichshütte, 273, de Bleiberg (Belgique), 276, de Poullaouen, 272.
 Fours de grillage chlorurant à réverbère, 199, 202, de Gibbs et Gelstharpe, 204 ; à moufle, 210 ; d'Howell, 641, de Stetefeldt, 642 ; hongrois à deux soles, 671 ; Hoffman, 678.
 Fours de grillage oxydant, 24, 40, 63, 73, 114, 297, 705 ; à cuve, 40, 296, coulants, 45, de Gerstenhöfer, 48, d'Hasenclever-Helbig, 50, d'Ollivier-Perret, 52, de Malétra, 54, de Spence, 58, 115, de Mac-Dougall, 60 ; à réverbère, 62, 297, à pelletage continu, 63, 64, 299, 300, 302, d'O'Harra, 66, d'O'Harra-Brown-Allen, 66, de Parkes, 68, de Brunton, 69, de Brückner, 70, 305, de White, 71, d'Hocking-Oxland, 71 ; à moufles, 73, d'Hasenclever, 73, de Mac-Douglas, 75, anglais, 114.
 Four Jumbo, 284.
 Fours de liqutation (argent), 459, (plomb), 405.
 — à lunettes, 88.
 — à œils, 83.
 — oscillants, 497.
 — à moufles, 73, 215, 211.
 — — et à réverbère, 781.
 Fours de raffinage du cuivre, 162, du plomb, 407, 408, 412, 413.
 Fours à rigole, 83.
 — de Rossie, 182.
 — de rôtissage, 130.
 — sibérien, 542.
 — à tablettes, 47.
 — Tatham, 500.
 Fours à vent pour la distillation de l'écume de zinc riche, 504.
 Foyer à scories, 382.
 Francfort-sur-le-Mein, affinage de l'or par électrolyse à, 822.
 Free milling ores, 772.
 Freiberg, four à cuve (four Pils) de, 333 ; extraction du plomb par grillage et réduction, 332 à ; raffinage du plomb, 412 ; désargenta-tion par le zinc, 489 ; fours pour la distillation de l'écume de zinc, 504 ; pattinsonnage et zingage combinés, 519 ; four de coupellation, 532 ; coupellation, 542 ; lixiviation sulfurique, 566 ; amalgamation en tonneaux, 649 ; affinage de l'or, 814, 815.
 Freieslebenite, 429.
 Fresnillo, procédé du patio à, 600.
 Friederichshütte, extraction du plomb à, 273 ; distillation de l'écume de zinc, 503.
 Frotoir Eureka, 744.
 Frue vanuers, 630, 772.
 Fumées de coupellation, 525.
 — de plomb, traitement, 381.
 Fusion hydrostatique, 448.

G

Gaarkupfer, 153.
 Gaarmachen, 153.

Galène, 233, traitement, 235, par grillage et réaction, 257, 259, au bas-foyer, 279, par grillage et réduction, 288, par précipitation, 359.
 Gaz dans le cuivre, 5.
 Georgetown, amalgamation en tonneaux à, 649.
 Gottesbehnungshütte (Hettstädt), amalgamation des mattes à, 650; procédé Ziervogel, 696.
 Granite-Mountain Mill, procédé Reese-River au, 654.
 Grillage agglomérant, 291.
 Grillage chlorurant des minerais d'argent, 639, 666, 678; des minerais de cuivre, 198, 204.
 Grillage complémentaire, 101.
 — en fours à cuve, 24, 40, 101, 296.
 Grillage en fours à mouffles, 24, 73, 105, 210, 297.
 Grillage en fours à réverbère, 24, 42, 66, 68, 69, 70, 104, 114, 297.
 Grillage des minerais bitumineux, 33.
 — à mort, 24, 102.
 — pour noyaux, 30, 39, 191.
 Grillage oxydant des mattes cuivreuses, 101, en tas, 101, 102, en stalles, 101, 103, en fours à cuve, 101, 103, en fours à réverbère, 102, 104, en fours à mouffles, 102, 103; de la matte plombeuse, 369; des minerais de cuivre, 24, 113, en tas, 23, 25, pour noyaux, 30, 39, 191, des schlichs, 33, des minerais bitumineux, 33, en stalles, 23, 34, en fours à cuve, 24, 40, en fours à réverbère, 24, 62, en fours à mouffles, 24, 73; de la galène, 290, grillage scorifiant, 291, agglomérant, 291, en poussière, 291, en tas, 292, en stalles, 295, en fours à cuve, 296, en fours à flamme, 297, en fours à mouffles, 297.
 Grillage oxydant et chlorurant des minerais d'or, 751.
 Grillage en poussière, 291.
 — des schlichs, 33.
 — scorifiant, 291.
 — en stalles, 23, 34, 103, 295.
 Grillage sulfatisant des minerais de cuivre, 190, 191, 193; des minerais d'argent, 697.
 Grillage en tas, 32, 25, 102, 292.
 Grinding pans, 631.
 Grizzly, 719.
 Guadalupe, procédé à la tina à, 658.
 Guanajuato, lavage de la torta à, 597.

II

Hammergarnmaschinen, 153.
 Hard metal, 133.
 Harz supérieur, extraction du plomb par précipitation au, 362; désargenterie par le zinc, 487.
 Hatton Garden (Londres), affinage de l'or à, 800.
 Haut-fourneau, 88.
 Hessite, 429.
 Hettstädt, procédé Ziervogel à, 696.
 Highland Mill (Dakota), extraction de l'or, au, 731.
 Hoboken, désargenterie par le zinc et l'aluminium à, 521; coupellation, 544.
 Holywell, extraction du plomb à, 271.
 Homestake Mill, extraction de l'or au, 734.
 Hyposulfite d'argent, 425.
 — de calcium, 688.

Hyposulfite de sodium, 675, 693.
 — de sodium et de cuivre, 689.

I

Idaho Mill, extraction de l'or à l', 742, 744, 746.
 Imbibition des alliages, 456, des mattes, 446, des minerais, 435, des oxydes zingueux dézingués, 518.
 Inquartation, 799.
 Iodite, 430.
 Iodure d'argent, propriétés, 425.

J

Jay Gould Mill, procédé Boss au, 742.
 Joplin, extraction du plomb à, 287.
 Juliusshütte, grillage en tas à la, 292; extraction du sulfate de zinc, 294; extraction du plomb par grillage et réduction, 351.

K

Kapnik, emblombage des minerais d'argent à, 439; des mattes, 451; procédé Augustin, 669.
 Kedabeg, extraction du cuivre à, 111.
 Kerargyrite, 429.
 Kernröstung, 25.
 Kiesbrenner, 40.
 Kieselmalachit, 13.
 Kiesstufferze, 442.
 Kilns, 41, 45.
 Kippofen, 497.
 Kongsberg, emblombage des minerais d'argent à, 435, 442; des mattes, 447.
 Kremnitz, moulin Huntington à, 725; affinage de l'or, 812, 815.
 Kupferauflösung, 454.
 Kupferschiefer, 138.

L

Lac Supérieur, extraction du cuivre au, 152; raffinage du cuivre, 176.
 Lautenthal, four de coupellation de, 540; coupellation à, 540; chaudières pour l'affinage de l'or, 807; affinage de l'or, 810; précipitation de l'argent, 816; affinerie de, 817.
 Lavadero, 598.
 Leadville, extraction du plomb à, 377.
 Lexington Mill, procédé de Reese-River au, 655.
 Limadura de plata, 591.
 Liqueur des mattes cuivreuses argentifères, 455, des alliages, 456, 458.
 Litharge, 249, 386, 535, composition, 539, révivification, 387.
 Litharge d'argent, 536.
 — jaune, 536.
 — marchande, 536.
 — noire, 536.
 — d'or, 536.
 — rouge, 536.
 — sauvage, 536.
 Lixiviation sulfurique du cuivre noir argentifère, 561, des mattes cuivreuses argentifères, 566.
 Loher Hütte, imbibition des mattes à la, 448.
 Londres, procédé Miller à, 796.

Long-tom, 712.
Loup, 19, 100.

M

Magistral, 587.
Main reef works, précipitation de l'or par le zinc aux, 778.
Malachite, 11.
Mansfeld, fours de fusion du cuivre du, 88, 89; extraction du cuivre au, 138; raffinage du cuivre, 164; procédé Ziervogel, 696.
Marmites à scories, 85, 346.
Marsac-Mill, procédé Russel au, 692.
Massicot, 249.
Matte blanche, 21, 113.
— — extra, 135.
— bleu, 105, 134.
— bronze, 112, 124.
— brute, 99, 112, 124, fonte de la, 105, 126; grillage, 101, 125.
Matte brute de matte plombreuse, 141.
— de concentration, 21, 108, 109, 126, électrolyse, 224, grillage, 129, rôtissage, 129.
Matte crue, 99.
— cuivreuse, 17, amalgamation, 650, désargentation, 454, électrolyse, 232.
Matte cuivreuse argentifère, extraction de l'argent de la, 566, 665, 696.
Matte cuivreuse plombifère, 449.
— de désargentation, 451.
— double, 21.
— écumeuse, 111.
— d'emplombage, 450, désargentation, 451.
— mince, 105, composition, 106.
— plombreuse, 140, 348, 355, 361, 367; traitement, 349, 369, 383; grillage, 349, 369; fonte, 350, 370.
Matte plombreuse cuprifère, 355.
— riche, 105.
— rouge, 135.
— de scorie, 335.
— serrée, 133.
— spongieuse, 136.
— de las 19.
— vésiculeuse, 133, 701.
Mechernich, extraction du plomb par grillage et réduction à, 355.
Métal dur, 132.
— fin, 135, 701.
Metales calidos, 571.
— frios, 571.
Méthode par grillage et réaction (plomb), 257; par grillage et réduction, 288, 373; par précipitation, 359, 373, 375.
Miargyrite, 428.
Mimétesite, 231.
Minerais d'argent, 427; amalgamation, 568, 571, 574, 633, 659; dessiccation, 634.
Minerais de cuivre, 11; fonte, 76, 99, 108, 106; grillage oxydant, 21, 113; grillage chlorurant, 198.
Minerais mixtes, 140.
Minerais d'or, 708, amalgamation, 716, 721, 737; chloruration, 749, grillage, 751, bromuration, 760, cyanuration, 761.
Minerais d'or tellurés, 710, traitement, 771.
Minerais de plomb, 263; fonte, 261, 266, 273, 277, 279, 306, 359; grillage, 290.
Minerai pourpre, 216.
Monitor, 716.

Montana Mill, amalgamation de l'or au, 731.
Morro Velho, amalgamation de l'or à, 737.
Moules à cuivre, 172.
— à plomb, 417.
Moulins d'amalgamation, 722, 727, de Crawford, 725, d'Huntington, 722, de Schemnitz, 737.
Moulins chiliens, 571, 579.
Mount Morgan, extraction de l'or à la, 761, 765.
Mousse de cuivre, 134.
Mûsen, emplombage des minerais d'argent à, 441, des mattes, 454; coupellation, 540.

N

Nagyagite, 710.
Nagybanya, amalgamation de l'or à, 738.
Newark, affinage de l'or à, 813.
New-York, affinage de l'or à, 801, 812; précipitation de l'argent, 816.
Nickel dans le cuivre, 4, dans le plomb, 248, dans le plomb d'œuvre, 478.

O

Oberschlema, amalgamation des speiss à, 652.
Œils des fours à cuve, 83.
Œuvre de matte, 540.
Okor, four à cuve de fusion d', 89; extraction du cuivre, 262; raffinage de cuivre, 160; grillage chlorurant des minerais de cuivre, 203; lixiviation sulfurique, 561; affinage de l'or par le soufre et la litharge, 794; vnases pour l'affinage de l'or, 807; affinage de l'or, 813.
Omaha, désargentation par le zinc à, 481; coupellation, 553.
Or, affinage, 791; par voie sèche, 792, par le sulfure d'antimoine, 792, par le soufre et la litharge, 793, par le soufre seul, 794, par le sel marin (cémentation), 795, par le gaz chlore (procédé Miller), 796; par voie humide, 799, par l'acide azotique, 799; par l'acide sulfurique, 802; par voie électrométallurgique, 820.
Or d'alluvion, 709.
Or extraction, 710; par préparation mécanique, 711; par voie sèche, 714; par amalgamation, 715; par dissolution aqueuse, 749; par chloruration (procédé Plattner, par bromuration, 770, par cyanuration (procédé Mac Arthur-Forrest), 771; par voie électrométallurgique (procédés Cassel et Barker), 791.
Or flottant,
— graphique, 710.
— de lavage, 709.
— de montage, 709.
— natif, 708.
— dans le plomb-d'œuvre, 478.
Or, précipitation par le sulfate ferreux, 763, par le charbon de bois, 763, par l'hydrogène sulfuré, 763, par le sulfure de cuivre, 767, par le zinc, 777, par électrolyse, 784.
Or, propriétés physiques, 705; propriétés chimiques, 706, de ses combinaisons, 707; alliages 707; minerais, 708.
Osmiure d'iridium dans l'or, 804.
Oural, extraction du cuivre dans l', 150.

- Oxydes d'argent, propriétés, 420.
 Oxyde de bismuth dans le cuivre, 3.
 Oxydes zingueux, composition, 508; lixiviation par le carbonate d'ammonium, 309, par l'acide sulfurique, 518.
 Oxydule de cuivre, réactions, 6; dans le cuivre, 2.
 Oxydule de cuivre et oxyde de plomb dans le cuivre, 3.
- P**
- Pains de liquation, 457.
 — — de crasses, 459.
 — de ressuage, 455.
 Pan, 571, 601, 610, des chercheurs d'or, 712, de Wheeler, 611.
 Parrot (usines de), procédé au convertisseur, 148.
 Pasilla, 591.
 Patio, 587.
 Pattinsonage, 462, mécanique, 470, ordinaire, 464, par soulirage, 469.
 Pelokonite, 11.
 Perchage, 169.
 Pétersbourg (St-), séparation de l'or par le soufre à, 795.
 Petit-foyer, 153.
 Pétrissage, 650.
 Philadelphie, séparation de l'or d'après Mason à, 800.
 Phosphore dans le cuivre, 5.
 Pilon de bocard, 607.
 Pimpled metal, 133, 701.
 Pittsburgh, affinage électrolytique de l'or à, 822.
 Placers profonds, 709.
 — superficiels, 709.
 Plagma, 792, 795.
 Planilla, 599.
 Plaques métalliques amalgamées, 731, 743.
 Platillo, 591.
 Platine dans l'or, 706, 803.
 Plomb aigre, 246, 391, 392.
 — brun, 254.
 — brut, composition, 317, 399, 403.
 — carbonaté, 254, traitement, 376.
 — dans le cuivre, 3.
 — dans l'or, 706.
 Plomb, extraction, 255; de la galène, 255; méthode par grillage et réaction, 257; procédé carinthien, 261; procédé anglais, 266, procédé de Tarnowitz, 273, procédé breton, 277, travail par grillage et réaction au bas-foyer, 279; méthode par grillage et réduction, 288; méthode par précipitation, 359; méthodes par grillage et réduction et par précipitation combinées, 373; combinaison du travail par précipitation avec la fonte de minerais oxydés (plomb carbonaté), 375; extraction du plomb du carbonate de plomb, 381, du sulfate de plomb 381, des produits métallurgiques plombières, 382.
 Plomb, propriétés physiques, 247; propriétés chimiques, 248; réactions chimiques de ses combinaisons, 248; influence des corps étrangers sur ses propriétés, 247; minerais, 253.
 Plomb, raffinage, 393, 411, 495; dans le bassin de coulée, 396, en chaudières, 396, au four à réverbère, 404; désargentation, 397.
 Plomb d'œuvre, 354, 367; préparation, 433, avec des minerais, 433, avec des maltes, 446, avec des speiss, 455, avec des alliages, 456, avec d'autres produits métallurgiques, 461; enrichissement, 461; raffinage, 479; cupellation, 523; désargentation par le zinc et l'aluminium, 519.
 Plomb d'œuvre d'abstrichs, 390.
 — — d'abzugs, 389.
 — raffiné, composition, 404, 412, 418.
 — ressué, 494.
 — de révivification, 388.
 — stanneux, 389, de scories, 390.
 — sulfaté, 254, traitement, 381.
 — sulfuré, 253.
 — vierge, 275.
 Pluie de cuivre, 155, 169.
 Polen, 149.
 Polybasite, 429.
 Pompe à mercure, 624.
 — à plomb de Rosing, 417.
 Port Pirie, raffinage du plomb à, 412; désargentation par le zinc, 490; cupellation, 553.
 Poullaouen, extraction du plomb à, 278.
 Procédé anglais, cuivre, 17, 19, 112, exemples, 137; plomb, 266.
 Procédé anglo-allemand, 20, 138.
 Procédé allemand, 16, 19, 20, exemples, 110; avec concentration de la malte, 108, 110.
 Procédé Augustin, 665.
 — Bartlett, 287.
 — Boss, 631.
 — breton, 277.
 — Caldron, 575.
 — carinthien, 261.
 — du cazo, 575.
 — Claudet, 693.
 — combiné, 630.
 — au convertisseur, 18, 20, 142.
 — Cordurié, 507.
 — des Cornouailles, 268.
 — au cyanure, 771.
 — Désignolle, 659, 747.
 — Doetsch, 195.
 — français, 277.
 — gallois, 113, 122.
 — Ilöpfner, 231.
 — Hunt-Douglas, 181.
 — Kiss, 688.
 — Krönhke, 577.
 — Luce-Rozan, 472.
 — Mac Arthur-Forrest, 771.
 — Marchese, 232.
 — Mason, 800.
 — Mears, 761.
 — Miller, 796.
 — Munkell, 760.
 — Newbury et Vautin, 761.
 — Paterna, 674, 770.
 — du patio, 581.
 — Pattinson, 402.
 — Plattner, 749.
 — de Reese-River, 652.
 — Reessler, 559.
 — Reessler, 770.
 — Russel, 689.
 — Siemens-Halske, 224, 734.
 — par soutirage, 469.
 — de Tarnowitz, 273.
 — à la tina de Francke, 656.

Procédé au linton, 571.
 — de Washoe, 601.
 — de Wilde, 787.
 — Ziervogel, 695.
 Produits métallurgiques argentifères, 430, aurifères, 710, cuprifères, 13, plombifères, 255, 382.
 Protochlorure de cuivre, réactions, 10.
 Protoxyde de cuivre, réactions, 6.
 Protoxyde de plomb, réactions, 248.
 Proustite, 428.
 Providence works, grillage des minerais d'or aux, 754; amalgamation de l'or, 735; procédé Plattner, 769.
 Przbiram, four à cuve de, 335; extraction du plomb par grillage et réduction à, 356; four de coupellation, 532; coupellation, 541; procédé Rozan, 476.
 Pueblo, extraction du plomb, 377.
 Purple ore, 216, 218.
 Pyrargyrite, 428.
 Pyrites burners, 40, 43.
 Pyritic smelting, 17.
 Pyromorphite, 234.

R

Raffinad, 153.
 Raffinage de l'argent d'éclair, 554, au four à réverbère, 554, sous moufle, 556, au creuset, 557; du cuivre, 153, 161, 162; du plomb, 393, 396, 404, 411; du plomb d'œuvre, 479.
 Raffiné, 153.
 Raffinieren, 153.
 Rand central ore reduction Company, électrolyse du cyanure auro-potassique à la, 784.
 Refonte des déchets, 794.
 Refroidisseur, 645.
 Régule cuivreux de matte plombeuse, 141.
 Regulus, 124.
 Reichenstein, procédé Plattner à, 755.
 Renard, 19, 100.
 Repaso, 589.
 Résidus d'extraction, 215.
 Ressuage des mattes argentifères, 456, oxydant, 459.
 Rio-Tinto, sulfatation des minerais de cuivre par grillage à, 190.
 Roasting, 113, 129, 132, 699.
 Rochage de l'argent, 419.
 Rocker, 712.
 Rome (New-York), procédé Keith à, 703.
 Roros, procédé au convertisseur à, 449.
 Rosettes de cuivre, 156.
 Rostsohlen, 29.
 Rôtissage, 113, 129, 136, 699.
 Rouille de ressuage, 460.
 Ruda, amalgamation de l'or à, 741.

S

Saint-Andreasberg, imbibition à, 434; emplombage, 432; coupellation, 540.
 Saint-Louis-lès-Marseille, procédé Luce-Rozan à, 472.
 Saltieras, 388.
 San Francisco, séparation de l'or d'après Mason à, 800; procédé Gutzkow, 817.
 Santa Fé de Bogota, cémentation à, 796.

Schemnitz, emplombage des minerais d'argent à, 438; coupellation, 542.
 Schustes cuprifères, traitement, 138.
 Scories d'affinage du cuivre, 161.
 — de bas-loyer, 287.
 — de concentration, 169.
 — de cuivre, 78, 100, 107, 124.
 — grises, 267.
 — du Laurium, 384.
 — de plomb, 287, 310, 352, 368, 371, 372, 373, traitement, 354, 384.
 — de raffinage du cuivre, 175.
 Sels métalliques, dans le cuivre, 5.
 Semelles de grillage, 29.
 Sottler, 619.
 Shallow placers, 709.
 Shell, 346, 350.
 Sibérie, amalgamation de l'or en, 737.
 Sierra Butte Mill, amalgamation de l'or au, 735.
 Silicate de cuivre, réactions, 8.
 — de plomb, réactions, 252.
 Silicium dans le cuivre, 4.
 Simmer and Jack works, four à réverbère et à mouffes des, 781.
 Siphon à plomb, 416.
 Skimmings, 745.
 Skumnas, 78, 411.
 Slimes, 773; traitement, 790.
 Sluices, 713, 717.
 Snailbach, extraction du plomb à, 272.
 Sole de liquation, 458.
 Sophienhütte, grillage en tas des minerais de plomb à, 292; extraction du sulfate de zinc, 293; extraction du plomb par grillage et réduction, 351.
 Soufre dans le cuivre, 4.
 Speiss argentifères, amalgamation, 651, désargementation, 455.
 Speissöfen, 156.
 Spongy regulus, 136.
 Spurstein, 127.
 Stalles de grillage, 34.
 — styriennes, 38.
 — de Wellner, 38.
 Stefanshütte, extraction du cuivre à, 111; amalgamation du cuivre noir, 650, des speiss, 652.
 Sternbergite, 429.
 Stirperstones, extraction du plomb à, 270.
 Stromeyerite, 428.
 Stufferze, 29, 442.
 Sulfate d'argent, propriétés, 425, solubilité, 695, extraction de l'argent du, 698, 814.
 Sulfate de cuivre, réaction, 10, extraction du cuivre du, 187.
 Sulfate de plomb, propriétés, 251, extraction du plomb du, 381.
 Sulfures, 630, 721, 751.
 Sulfure d'argent, propriétés, 421.
 Sulfure de cuivre, grillage chlorurant, 198; sulfatation, 189, par décomposition à l'air, par grillage, 190, par grillage avec des sulfates, 191, par chauffage avec de l'azotate de fer, 193, à l'aide de sulfate ferrique, 193; réactions, 8; transformation en bioxyde, 194; en chlorure, 194, par voie humide à l'aide du perchlorure de fer, 194, à l'aide du protochlorure de fer, 196, par voie sèche, 197.

Sulfure de plomb, propriétés, 249, extraction du plomb du (voy. Galène).
 Sutter Creek, grillage des minerais d'or à, 753.
 Sydney, procédé Miller à, 798.
 Sylvanite, 710.
 Système par huitièmes, 468.
 — par liers, 466.

T

Tables à toiles, 627.
 Tailings, 603, 627, 751, 773.
 Tajowa, procédé Augustin à, 671.
 Tellure auro-plombifère, 710.
 — dans le cuivre, 4.
 — gris, 710.
 — natif auro-argentifère, 710.
 — dans l'or, 706.
 — plombo-aurifère, 710.
 Testring, 543, 546.
 Tétradrinite, 13, 429.
 Tile copper, 133.
 Tina, 571.
 Tonneaux d'amalgamation, 646, 737.
 Torta, 587, lavage, 597.
 Tough copper, 133.
 Transvaal, procédé au cyanure au, 772, 788.
 Trapiches, 579.
 Treadwell Mill (Alaska), amalgamation de l'or au, 736; grillage des minerais d'or, 753.
 Trou de coulée, 83.
 Tuyères, 83.

U

Undercurrents, 713, 719.

V

Ventilateur de Baker, 83, 329, de Root, 83, 329.
 Vert-de-gris, 6.
 Vulkoy, extraction de l'or à, 736.

W

Wallaroo, extraction du cuivre à, 137.
 Water-jacket furnaces, 81, 89, 317, 323.
 Wet process, 602.
 White metal, 112, 127.
 Woodworth Sluices (Nevada), préparation des tailings aux, 628

X

Xeres-Lenteira (Espagne) procédé au convertisseur à, 149.

Z

Zahpolen, 70.
 Zalathna, emblombage des minerais d'argent à, 443, des mattes, 452.
 Ziegelerz, 11.
 Zinc dans le cuivre, 3, dans le plomb, 248, dans l'or, 706.
 Zingage, 462, 477.
 — pertes en argent et en plomb au, 518.
 — et patinsonnage combinés, 519.

CATALOGUE DE LIVRES

SUR

LA MÉTALLURGIE, LA GÉOLOGIE

LA CHIMIE ET L'EXPLOITATION DES MINES

PUBLIÉS PAR

LA LIBRAIRIE POLYTECHNIQUE, BAUDRY ET C^{ie}

15, RUE DES SAINTS-PÈRES, PARIS

Le Catalogue complet est envoyé franco sur demande.

Métallurgie du fer.

Manuel théorique et pratique de la métallurgie du fer, par A. LEDEBUR, professeur de métallurgie à l'École des mines de Freiberg (Saxe), traduit de l'allemand par BARBARY DE LANGLAD, ancien élève de l'École polytechnique, ingénieur civil des mines, maître de forges; revu et annoté par F. VALTON, ingénieur civil des mines, ancien chef de service des hauts-fourneaux et aciéries de Terre-Noire. 2 volumes grand in-8°, avec 350 figures dans le texte, reliés. 45 fr.

Métallurgie de l'acier.

La métallurgie de l'acier, par HENRY MARION HOWE, professeur à Boston (Etats-Unis), traduit par OCTAVE HOCK, ingénieur aux usines à tubes de la Société d'Escaut et Meuse, à Anzin, ancien chef de service des Aciéries d'Isbergues. 1 volume in-4°, avec de nombreuses figures dans le texte, relié. 75 fr.

Métallurgie.

Principes de la fabrication du fer et de l'acier, par sir J. LOTHIAN BELL, traduit de l'anglais par HALLOPEAU, professeur à l'École centrale. 1 volume grand in-8°, avec 7 planches hors texte 45 fr.

Métallurgie.

Album du cours de métallurgie professé à l'École centrale des arts et manufactures, par JORDAN, ingénieur d'usines métallurgiques, professeur à l'École centrale. 1 atlas de 140 planches in-folio, cotées et à l'échelle, et 1 volume grand in-8°. 80 fr.

Métallurgie.

Traité complet de métallurgie, comprenant l'art d'extraire les métaux de leurs minerais et de les adapter aux divers usages de l'industrie, par PEACOCK, professeur à l'École des mines de Londres. Traduit avec l'autorisation et sous les auspices de l'auteur, avec introduction, notes et appendices, par A.-E. PETITGAND et A. RONNA, ingénieurs. 5 vol. grand in-8°, avec de nombreuses gravures 75 fr.
Chaque volume se vend séparément 48 fr.

Métallurgie.

Cours de métallurgie professé à l'École des mines de Saint-Etienne, par URBAIN LE VERRIER, ingénieur des mines.

1^{re} partie. Métallurgie des métaux autres que le fer, comprenant la métallurgie du plomb, du cuivre, du zinc, de l'étain, de l'antimoine et du bismuth, du nickel et cobalt, du mercure, de l'argent, de l'or et du platine. 1 volume in-4°, avec 43 planches 18 fr.

2^e partie. Métallurgie générale. 1 volume in-4°, avec 36 planches 25 fr.

3^e partie. Métallurgie de la fonte. 1 volume in-4°, avec 17 planches 48 fr.

Analyse micrographique des aciers.

Méthode générale pour l'analyse micrographique des aciers au carbone. Opérations préliminaires, méthode générale, constituants primaires des aciers au carbone, séparation micrographique des constituants, examen détaillé de quelques aciers, conclusions, par F. OSMOND ; avec 4 planches en photogravure. Ce mémoire a paru dans la livraison de mai 1895 du *Bulletin de la Société d'Encouragement*. Prix de la livraison 5 fr.

Trempe de l'acier.

Etude sur la trempe de l'acier. Etude des métaux employés ; description des appareils ; étude des transformations du fer et du carbone ; influence de la température de trempe sur les propriétés mécaniques ; essais divers, par GEORGES CHARPY, ancien élève de l'École Polytechnique, docteur ès sciences physiques, ingénieur au laboratoire central de l'artillerie de marine ; avec 29 figures dans le texte et de nombreux tableaux. Ce mémoire a paru dans la livraison de juin 1895 du *Bulletin de la Société d'Encouragement*. Prix de la livraison 5 fr.

Métallurgie.

Etat actuel de la métallurgie du fer dans le pays de Siegen (Prusse), notamment de la fabrication des fontes aciéreuses, par JORDAN. 1 volume in-8°, avec planches 5 fr.

Préparation des minerais.

Traité pratique de la préparation des minerais, manuel à l'usage des praticiens et des ingénieurs des mines, par C. LINKENBACH, ingénieur des usines à plomb argentifère d'Éms, traduit de l'allemand par M. H. COURTNOT, ingénieur des mines. 1 volume grand in-8° avec 24 planches. Relié 30 fr.

Grillage des minerais.

Traité théorique des procédés métallurgiques de grillage, par PLATTNER, traduit de l'allemand, annoté et augmenté par ALPHONSE FÉJIS. 1 volume in-8°, avec planches 12 fr.

Presse hydraulique à forger.

Presse hydraulique à forger de 1.200 tonnes, système Breuer, Schumacher et C^{ie}, avec 1 planche. Ce mémoire a paru dans la livraison de septembre 1893 du *Portefeuille des machines*. Prix de la livraison 2 fr.

Marteau-pilon.

Marteau-pilon de 80 tonnes et atelier de martelage des usines de Saint-Chamond, avec 1 planche. Ce mémoire a paru dans la livraison de janvier 1880 du *Portefeuille des machines*. Prix de la livraison 2 fr.

Fabrication des bandages de roues.

Laminoir à bandages de M. Munton ; grue-enclume et table de forge à lingots de M. Kennedy, avec 2 planches. Ce mémoire a paru dans la livraison de mai 1892 du *Portefeuille des machines*. Prix de la livraison 2 fr.

Fabrication de la tôle.

De la fabrication de la tôle en Belgique, et description des installations récentes pour la production des fers de poids extra, par RONGÉ. 1 vol. in-8°, avec 3 planches 5 fr.

Fabrication des poutrelles ou fers I.

Sur les conditions techniques et économiques actuelles de la fabrication des poutrelles ou fers I en Belgique : le minerai et le charbon étant pris comme point de départ, par H. WOUTERS. 1 vol. in-8°, avec 2 planches 6 fr.

Hauts-fourneaux.

Construction et conduite des hauts-fourneaux et fabrication des diverses fontes, par A. DE VATHAINE, ancien directeur des hauts-fourneaux de Bessèges, Saint-Louis, Marnaval, Forges de Champagne et Balaruc. 1 volume grand in-8°, et 1 atlas in-4° de 16 planches. 18 fr.

Hauts-fourneaux.

Documents concernant le haut-fourneau pour la fabrication de la fonte de fer, par SCHNIZ, traduit de l'allemand par FIEVET. 1 volume grand in-8°, avec planches 6 fr. 50

Pyromètres.

Appareils pour la mesure des hautes températures. Description des pyromètres Siemens, Tremeschini, Trampler, Decomel, Sainlignon, Amagal, Boulier frères, avec 1 planche. Ce

mémoire a paru dans la livraison d'avril 1881 du *Portefeuille des machines*. Prix de la livraison 2 fr.

Machine à mouler.

Machine à mouler Schold et Neff, avec 1 planche. Ce mémoire a paru dans la livraison d'avril 1884 du *Portefeuille des machines*. Prix de la livraison 2 fr.

Emploi de l'acier moulé.

Emploi de l'acier moulé pour la confection de différents organes de machine à vapeur et particulièrement des locomotives, avec 1 planche. Ce mémoire a paru dans la livraison de mai 1893 du *Portefeuille des machines*. Prix de la livraison 2 fr.

Cylindres de laminoirs.

Fabrication des cylindres de laminoirs, par DENY. 1 vol. in-8°, avec 3 planches 5 fr.

Fers et aciers.

Les fers et aciers modernes considérés à un point de vue rationnel et sous celui de leurs propriétés mécaniques et électriques, par L. DE GÉRANDE, ingénieur de la marine. 1 broch. grand in-8° 1 fr. 50

Métallurgie de l'aluminium.

Note sur la métallurgie de l'aluminium et sur ses applications, par U. LE VERRIER, ingénieur en chef des mines, professeur au Conservatoire des Arts et Métiers. 1 brochure grand in-8° 2 fr. 50

Galvanisation du fer.

Galvanisation à froid, système Cowper-Coles. Ce mémoire a paru dans la livraison de septembre 1891 du *Portefeuille des machines*. Prix de la livraison 2 fr.

Histoire de la chimie.

Histoire de la chimie. I. Histoire des grandes lois chimiques. — II. Histoire des métalloïdes et de leurs principaux composés. — III. Histoire des métaux et de leurs principaux composés. — IV. Histoire de la chimie organique, par R. JAGNAUX. 2 volumes grand in-8°, contenant plus de 1.500 pages 32 fr.

Aide-mémoire du chimiste.

Aide-mémoire du chimiste. Chimie inorganique, chimie organique, documents chimiques, documents physiques, documents minéralogiques, etc., etc., par R. JAGNAUX. 1 beau volume contenant environ 1.000 pages, avec figures dans le texte, solidement relié en maroquin 15 fr.

Vade-Mecum du fabricant de produits chimiques.

Vade-mecum du fabricant de produits chimiques, par le Dr G. LUNGE, professeur de chimie industrielle à l'Ecole Polytechnique fédérale de Zurich, traduit de l'allemand sur la 2^e édition par V. HASSREIDTER et PROST, chimistes industriels. 1 volume in-12, avec figures dans le texte, relié 7 fr. 50

Traité de chimie.

Traité de chimie avec la notation atomique, à l'usage des élèves de l'enseignement primaire supérieur, de l'enseignement secondaire moderne et classique, des candidats aux Ecoles du gouvernement et aux élèves de ces écoles, par LOUIS SERRES, ancien élève de l'Ecole polytechnique, professeur de chimie à l'Ecole municipale supérieure Jean-Baptiste Say. 1 volume in-8°, avec figures dans le texte 10 fr.

Chimie appliquée à l'industrie.

Traité de chimie appliquée à l'industrie, par ADOLPHE RENARD, docteur ès-sciences, professeur de chimie appliquée à l'Ecole supérieure des sciences de Rouen. 1 volume grand in-8°, avec 225 figures dans le texte 20 fr.

Analyse chimique.

Tableau d'analyse chimique minérale, d'après FRÉSÉNIUS, par C. DESMAZURES, 11 tableaux figuratifs renfermés dans un carton 20 fr.

Analyse chimique.

Traité d'analyse chimique des substances commerciales, minérales et organiques, par R. JAGNEAUX. 1 volume grand in-8°, avec figures dans le texte 20 fr.

Dictionnaire d'analyse.

Dictionnaire d'analyse des substances organiques, industrielles et commerciales, par ANOLPHE RENARD, docteur ès-sciences, professeur de chimie à l'École supérieure des sciences de Rouen. 1 volume in-8°, avec figures dans le texte, relié 10 fr.

Méthodes de travail pour le laboratoire.

Méthodes de travail pour les laboratoires de chimie organique, par le Dr LASSAR COHN, professeur de chimie à l'université de Königsberg, traduit de l'allemand par E. ACKERMANN, ingénieur civil des mines. 1 volume in-12, avec figures dans le texte, relié 10 fr.

Docimasie.

Docimasie. Traité d'analyse des substances minérales, par RIVOR, ingénieur en chef des mines, professeur de docimasie à l'École des mines de Paris. 2^e édition, 5 volumes grand in-8° 50 fr.

Epuration des eaux.

Traité de l'épuration des eaux naturelles et industrielles; analyse et essais des eaux, inconvénients de l'impureté des eaux, examen des procédés physiques employés à l'épuration des eaux, épuration ou correction chimique, systèmes mixtes, corrections des eaux dans les chaudières, description et examen critique des appareils, épuration des eaux résiduelles, par DELHOTEL. 1 volume grand in-8°, avec 147 figures dans le texte, relié 15 fr.

Epuration des eaux.

N. B. — Les études suivantes ont paru dans le *Portefeuille des machines* et se vendent avec la livraison qui les renferme au prix de 2 fr. la livraison :

- Appareil d'épuration et de filtration des eaux, système Pullen. Livraison de décembre 1890 2 fr.
- Note sur la filtration mécanique par tissus : filtres Loze et Helacrs, Breilfeld-Danek, Rolikowski, Muller, Bontemps, Philippe, avec 1 planche. Livraison de juin 1891 2 fr.
- Epuration des eaux destinées à l'alimentation des chaudières à vapeur. Livraison d'août 1893 2 fr.
- Traitement des eaux par la chaux, avec 1 planche. Livraison de mai 1894 2 fr.
- Réchauffeur-épurateur d'eau, système Chevallet. Livraison de juillet 1891 2 fr.
- Epurateur d'eau d'alimentation, système Durand et C^{ie}, avec 1 planche. Livraison de décembre 1894 2 fr.
- Note sur l'épurateur Chapsal, pour chaudières. Livraison d'avril 1895 2 fr.
- Le filtrage dans l'épuration chimique des eaux. Livraison de mai 1895 des *Annales de la Construction* 2 fr.

Fabrication du gaz.

Traité théorique et pratique de la fabrication du gaz et de ses divers emplois, à l'usage des ingénieurs, directeurs et constructeurs d'usines à gaz, par EDMOND BORIAS, ingénieur des arts et manufactures, directeur d'usines à gaz. 1 volume in-8°, avec figures dans le texte, relié 25 fr.

Traité de minéralogie.

Traité de minéralogie à l'usage des candidats à la licence ès-sciences physiques et des candidats à l'agrégation des sciences naturelles, par WALLERAND, professeur à la Faculté des sciences de Rennes. 1 volume grand in-8°, avec 314 figures dans le texte 12 fr. 50

Les minéraux des roches.

Les minéraux des roches. 1^o Application des méthodes minéralogiques et chimiques à leur étude microscopique, par A. MICHEL LÉVY, ingénieur en chef des mines. 2^o Données physiques et optiques, par A. MICHEL LÉVY et LACROIX. 1 volume grand in-8°, avec de nombreuses figures dans le texte et 1 planche en couleur 12 fr. 50

Tableaux des minéraux des roches.

Tableaux des minéraux des roches. Résumé de leurs propriétés optiques, cristallographiques et chimiques, par A. MICHEL LÉVY et LACROIX. 1 volume in-4° relié. 6 fr.

Roches éruptives.

Structure et classification des roches éruptives, par A. MICHEL LÉVY, ingénieur en chef des mines. 1 volume grand in-8° 5 fr.

Détermination des feldspaths.

Etude sur la détermination des feldspaths dans les plaques minces, au point de vue de la

classification des roches, par A. MICHEL LÉVY, ingénieur en chef des mines. 1 volume grand in-8°, avec 9 figures dans le texte et 8 planches en couleur 7 fr. 50

Minéralogie de la France.

Minéralogie de la France et de ses colonies. Description physique et chimique des minéraux, étude des conditions géologiques de leurs gisements, par A. LACROIX. 1^{re} partie du tome 1^{er}. 1 volume grand in-8°, avec de nombreuses figures dans le texte 45 fr.

NOTA. — La 2^e partie du Tome 1^{er} sera mise en vente dans le milieu de l'année 1896. Le Tome II et dernier paraîtra avant la fin de 1896.

Les Méthodes de synthèse en minéralogie.

Les méthodes de synthèse en minéralogie. Les productions spontanées des minéraux contemporains. — Les synthèses accidentelles. — Les synthèses rationnelles : les méthodes de la voie sèche ; les méthodes de la voie mixte ; les méthodes de la voie humide. Cours professé au Muséum d'histoire naturelle par STANISLAS MEUNIER. 1 volume grand in-8°, avec figures dans le texte 12 fr. 50

Traité des gîtes minéraux et métallifères.

Traité des gîtes minéraux et métallifères. Recherche, étude et conditions d'exploitation des minéraux utiles. Description des principales mines connues. Usages et statistiques des métaux. Cours de géologie appliquée de l'École supérieure des mines, par ED. FUCHS, ingénieur en chef des mines, professeur à l'École supérieure des mines, et DE LAUNAY, ingénieur des mines, professeur à l'École supérieure des mines. 2 volumes grand in-8°, avec de nombreuses figures dans le texte et 2 cartes en couleur, relié. 60 fr.

Etude industrielle des gîtes métallifères.

Etude industrielle des gîtes métallifères. — Classification des gîtes ; formation des fractures et cavités ; remplissage des gîtes ; gîtes sédimentaires ; les minerais ; gîtes caractéristiques ; études minières ; traitement des minerais ; étude économique d'un gîte, par G. MOREAU, ingénieur des mines. 1 volume grand in-8°, avec de nombreuses figures dans le texte, relié. 20 fr.

Géologie appliquée .

Géologie appliquée à l'art de l'ingénieur, par E. NIVOIT, ingénieur en chef des mines, professeur à l'École des ponts et chaussées. 2 volumes grand in-8°, avec de nombreuses figures dans le texte 40 fr.

Géologie de la France.

Géologie de la France, par BURAT, ingénieur, professeur à l'École centrale des arts et manufactures. 1 volume grand in-8°, avec de nombreuses figures intercalées dans le texte 16 fr.

Carte géologique de la France au 80 millième.

Carte géologique détaillée de la France à l'échelle du 80 millième publiée par le ministère des Travaux publics, comprenant 267 feuilles de 91 centimètres sur 72 centimètres.

PRIX DE CHAQUE FEUILLE ACCOMPAGNÉE DE SA NOTICE EXPLICATIVE

En feuilles. 6 fr.
Collée sur toile et pliée. 10 fr.
Ajouter 1 fr. 35 par envoi pour l'emballage et l'affranchissement des cartes en feuilles.

Carte géologique de la France au 320 millième.

Carte géologique de la France à l'échelle du 320 millième publiée par le Ministère des Travaux publics. Chaque feuille de la carte au 320 000^e comprendra le contenu de 16 feuilles de la carte au 80 000^e.

Prix : Collée sur toile et pliée, chaque feuille 10 fr.
En feuille. 6 fr.

Carte géologique de la France au millionième.

Carte géologique de la France à l'échelle du millionième exécutée en utilisant les documents publiés par le service de la carte géologique détaillée de la France par un comité composé de MM. Barrois, Bergeron, Bertrand, Depéret, Fabre, Fontannes, Fouqué, Gosselet, Jacquot, Lecornu, Lory, Michel Lévy, Potier et Vélain, sous la direction de MM. Jacquot, inspecteur général des mines, et MICHEL LÉVY, ingénieur en chef des mines. 4 feuilles de 63 centimètres sur 60 centimètres, imprimées, en 4 couleurs.

Prix : Collée sur toile et pliée. 15 fr. »
Collée sur toile, montée sur rouleaux et vernie. 20 fr. »
En feuilles. 9 fr. 50
Ajouter 1 fr. 35 par envoi pour l'emballage et l'affranchissement des cartes en feuille, et 2 fr 25 pour l'emballage et l'affranchissement des cartes montées sur rouleaux.

L'Ardenne.

L'Ardenne, par J. GOSSELET, professeur de géologie à la Faculté des sciences de Lille. 1 volume in-4° contenant 26 planches en héliogravure tirées en taille-douce, 213 figures intercalées dans le texte et 11 planches de cartes et de coupes géologiques. 50 fr.

Le pays de Bray.

Le pays de Bray, par A. DE LAPPARENT, ingénieur au corps des mines. 1 volume in-4° avec 20 figures intercalées dans le texte et 4 planches de cartes. 7 fr. 25

Explication de la carte géologique de la France.

Explication de la carte géologique de la France publiée par le ministère des Travaux publics.

- Tome 1^{er}. (Epuisé.)
- Tome II. Terrain du trias et terrain jurassique, par DUFRENOY et ELIE DE BEAUMONT. 1 volume in-4° avec 104 figures dans le texte 14 fr. 40
- Tome III (1^{re} partie). Craie, terrain tertiaire, chaîne des Pyrénées, terrain volcanique, par DUFRENOY. 1 volume in-4° avec 18 figures dans le texte. 4 fr.
- Tome IV (2^e partie). Végétaux fossiles du terrain houiller, par ZEILLER. 1 volume in-4° 3 fr. 75

Atlas de paléontologie.

Atlas de paléontologie, par BAYLE et ZEILLER.
1^{re} partie : Fossiles principaux des terrains, par BAYLE.
2^e partie : Végétaux fossiles du terrain houiller, par ZEILLER.
1 volume in-folio contenant 176 planches. Chaque planche est accompagnée d'une feuille de texte contenant l'explication des figures. 80 fr.
Cet ouvrage forme l'atlas du 4^e volume de l'explication de la carte géologique de la France.

Carte géologique des environs de Paris.

Carte géologique des environs de Paris à l'échelle du 40 millième, publiée par le ministère des Travaux publics, comprenant 4 feuilles de 84 centimètres sur 64 centimètres chacune.
Prix : En feuilles. 15 fr.
Collée sur toile en 4 feuilles et pliée. 25 fr.
Collée sur toile, montée sur rouleaux et vernie. 30 fr.

Notice sur la carte géologique des environs de Paris.

Notice sur une nouvelle carte géologique des environs de Paris, par GUSTAVE DOLLFUS. 1 volume grand in-8° avec 2 planches. 7 fr. 50

Carte géologique du bassin d'Autun.

Carte géologique du bassin d'Autun à l'échelle du 40 millième, par MICHEL LÉVY, DELAFOND et RENAULT, publiée par le ministère des Travaux publics. 1 feuille de 1^m,05 sur 75 centimètres. 6 fr.

Carte géologique de l'Algérie.

Carte géologique de l'Algérie à l'échelle du 300 millième, publiée par le ministère des Travaux publics, sous la direction de MM. POMEL, directeur de l'Ecole supérieure des sciences d'Alger, et POUYANNE, ingénieur en chef des mines. 4 feuilles de 78 centimètres sur 58 centimètres, accompagnées d'un volume grand in-8°.

- Prix : Collée sur toile et pliée 21 fr.
- Collée sur toile, montée sur rouleaux et vernie. 26 fr.
- En feuilles. 15 fr.

Ajouter 1 fr. 35 par envoi pour l'emballage et l'affranchissement des cartes en feuilles et 2 fr. 25 pour l'emballage et l'affranchissement des cartes montées sur rouleaux.

Bulletin de la Carte géologique de la France.

Bulletin des services de la Carte géologique de la France et des Topographies souterraines (ministère des Travaux publics) publié sous la direction de M. MICHEL LÉVY, ingénieur en chef des mines, avec le concours des professeurs, des géologues et des ingénieurs qui collaborent à la Carte géologique détaillée de la France et aux topographies souterraines publiées par le ministère des Travaux publics.

Ce Bulletin paraît depuis le mois d'août 1889 par fascicules contenant chacun un mémoire complet dont la réunion forme chaque année un beau volume grand in-8° accompagné d'un grand nombre de planches et avec de nombreuses figures intercalées dans le texte.

- Prix de l'abonnement 20 fr.
- Prix de l'année parue 20 fr.

Législation des mines.

Législation des mines française et étrangère, 2^e tirage augmenté d'un Index alphabétique par LOUIS AGUILLON, ingénieur en chef, professeur à l'École des mines de Paris. 3 volumes grand in-8° 40 fr.

Codes miniers.

Codes miniers. Recueil des lois relatives à l'industrie des mines dans les divers pays, publié sous la direction du COMITÉ CENTRAL DES HOUILLÈRES DE FRANCE.

Russie 1 volume grand in-8° 15 fr.
Belgique 1 volume grand in-8° 40 fr.
Les autres pays, *En préparation.*

Aide-mémoire du mineur.

Aide-mémoire du mineur. Description des principales matières minérales, programme d'une exploitation minière, sondages, abatage, percement des galeries, forage des puits, ventilation, éclairage, assèchement des mines, transports, extraction, translation des ouvriers, emploi de l'air comprimé, emploi de l'électricité, méthodes d'exploitation, levé des plans de mines, législation des mines, glossaire français-anglais-espagnol, table et renseignements divers, par PAUL F. CHALON, ingénieur des arts et manufactures. 1 volume in-12°, relié 6 fr.

Exploitation des mines.

Exploitation des mines. — Gîtes minéraux. — Minéraux utiles non métallifères. — Minerais. — Eaux souterraines. — Marche générale d'une exploitation, recherches, aménagements. — Transmission de la force dans les mines. — Travaux d'excavation, outillage et procédés de l'abatage. — Sondages. — Puits, galeries, tunnels. — Aérage, éclairage. — Transports souterrains. — Extraction, descente des remblais, translation des ouvriers. — Assèchement des mines. — Méthodes d'exploitation. — Sièges d'exploitation, transports extérieurs, manipulations au jour. Préparation mécanique des minerais, épuration de la houille. — Accidents, personnel, loi des mines, prix de revient, par E.-J. DONION, ingénieur civil, répétiteur à l'École centrale. 1 volume grand in-8°, avec figures dans le texte 25 fr.

Exploitation des mines.

Cours d'exploitation des mines, professé à l'École centrale des arts et manufactures, par BUNAT. 1 volume grand in-8° et 1 atlas in-4° de 143 planches doubles. 80 fr.

Exploitation des mines.

Traité de l'exploitation des mines de houille, ou exposition comparative des méthodes employées en Belgique, en France, en Allemagne et en Angleterre, pour l'arrachement et l'extraction des minéraux combustibles, par PONSON. 2^e édition. 4 gros volumes in-8° et 1 atlas de 80 planches 72 fr.

Supplément au traité de l'exploitation des mines de houille, par le même auteur. 2 gros volumes in-8° et 1 atlas de 68 planches in-folio 60 fr.

Air comprimé.

Traité élémentaire de l'air comprimé par JOSEPH COSTA, ingénieur civil, ancien élève de l'École polytechnique. 1 volume grand in-8° avec 20 figures dans le texte. 5 fr.

Moyens de transport.

Les moyens de transport appliqués dans les mines, les usines et les travaux publics, voitures, tramways, chemins de fer, plans inclinés, trainage par câble et par chaîne, etc., organisation et matériel, par A. EVIARD, directeur des aciéries et forges de Firminy. 2 volumes in-8°, avec 1 atlas de 123 planches in-folio contenant 1.400 figures 100 fr.

Atlas du comité des houillères.

Atlas du comité central des houillères de France. Cartes des bassins houillers de la France, de la Grande-Bretagne, de la Belgique et de l'Allemagne, accompagnée d'une description technique générale et de renseignements statistiques et commerciaux, par E. GRUNER, ingénieur civil des mines. 1 volume in-4° avec 39 planches imprimées en couleur 40 fr.