

L' O R

PAR

MM. E. CUMENGE ET EDMOND FUCHS

INGÉNIEURS EN CHEF DES MINES

avec la collaboration

DE

MM. F. ROBELLAZ, CH. LAFORGUE, ED. SALADIN

INGÉNIEURS CIVILS DES MINES

23091. — PARIS. IMPRIMERIE LAHURE
9, rue de Fleurus, 9

ENCYCLOPÉDIE CHIMIQUE

PUBLIÉE SOUS LA DIRECTION DE

M. FREMY

Membre de l'Institut, professeur à l'École polytechnique, directeur du Muséum
Membre du Conseil supérieur de l'instruction publique

PAR UNE RÉUNION

D'ANCIENS ÉLÈVES DE L'ÉCOLE POLYTECHNIQUE, DE PROFESSEURS ET D'INDUSTRIELS

ET NOTAMMENT DE

MM. ARSON et AUDOUIN, ing. en chef des travaux chim. à la Compagnie parisienne du gaz
H. BECQUEREL, répétiteur à l'École polytechnique; BERTHELOT, sénateur, membre de l'Institut
BOULHET, ing. dir. de la maison Christofle; M. BOURGEOIS, répétiteur à l'École polytechnique
BRESSON, ancien directeur des mines et usines de la Société autrichienne des chemins de fer de l'État
BOURGOIN, professeur à l'École de pharmacie; BOUTAN, ingénieur des mines
CAMUS, directeur de la Compagnie du gaz; AN. CARNOT, directeur des études de l'École des mines
CHARPENTIER (Paul), ingénieur-chimiste export, essayeur à la Monnaie
CHASTAING, pharmacien en chef de la Pitié; CLÈVE, prof. à l'Université d'Upsal; CUMENGE, ingén. en chef des mines
CURIE (J.), maître de conférences à la Faculté des sciences de Montpellier; DEBRAY, membre de l'Institut
DEBÉRAIN, membre de l'Institut, professeur au Muséum
DITTE, professeur à la Faculté des sciences de Paris; DUBREUIL, président de la chambre de commerce à Limoges
DUCLAUX, prof. à l'Inst. agronom.; DUQUESNAY, ing. des manuf. de l'État; DE FORCRAND, docteur es sciences
FUCHS, ing. en chef des Mines; GARNIER, professeur à la Faculté de médecine de Nancy
GAUDIN, ancien élève de l'École polytechnique, prof. de chimie; GIARD, directeur du laboratoire municipal
L. GODEFROY, professeur à l'École libre des hautes-études; L. GRUNER, inspecteur général des mines
Ch.-Er. GUIGNET, ancien élève et répétiteur à l'École polytechnique, professeur de chimie
GUNTZ, maître de confér. à la Fac. des sciences de Nancy; HENRIVAUX, direc. de la manufact. des glaces de Saint-Gobain
JOANNIS, maître de conférences à la Faculté des sciences de Bordeaux; JOLY, maître de conférences à la Sorbonne
JUNGFLIESCH, prof. à l'École de pharmacie; KOLB, administ. de la Société des manufact. des produits chimiques du Nord
LEIDIE, pharm. en chef de l'hôpital Necker; LEMOINE, ing. en ch. des ponts et chaussées, exam. à l'École polytechnique
LODIN, ing. en chef des mines; MALLARD, prof. à l'École des mines; MARGOTTET, prof. à la Faculté des sciences de Dijon
MARGUERITE, prés. du conseil d'admin. de la compagnie paris. du gaz
MEUNIER (STANISLAS), aide-natur. au Muséum; MOISSAN, agrégé à l'Éc. de pharm.
MOUTIER, examinateur de sortie à l'École polytechnique
MUNTZ, professeur, directeur des laboratoires à l'Institut agronomique; NIVOIT, prof. à l'École des ponts et chaussées.
OGIER, dir. du laboratoire de toxicologie à la préfecture de police; PARST, chimiste principal au laboratoire municipal
PARMENTIER, prof. à la Faculté des sciences de Montpellier; PÉCHINEY, direct. des usines de produits chim. du midi
POMMIER, industriel; POHES, pharm. en chef de l'hôpital de Lourdes; PRUNIER, prof. à l'École de pharmacie
RIBAN, directeur du laboratoire de la Sorbonne; ROSWAG, ingénieur civil des Mines
ROUSSEAU, s.-dir. du laboratoire de chimie de la Sorbonne; SABATIER, prof. à la Faculté des sciences de Toulouse
SARRAU, professeur à l'École polytechnique; SCHLAGDENHAUFFEN, dir. de l'École de pharmacie de Nancy
SCHLESING, prof. au Conservatoire des arts et métiers; SOREL, des manuf. de l'État
TERRILL, aide-naturaliste au Muséum; TERQUEM, professeur à la Faculté de Lille
URBAIN, répétiteur à l'École centrale des arts et manufactures; VIKILLE, ing. des poudres et salpêtres
VILLIERS, agrégé à l'École de pharm.; VINCENT, prof. à l'École centrale; VIOLE, prof. à la Faculté des sciences de Lyon
VILLON, ingénieur chimiste; WICKERSHEIMER, ingénieur en chef des mines, etc.

TOME V

APPLICATION DE CHIMIE INORGANIQUE. — 2^e SECTION. INDUSTRIES CHIMIQUES

2^e PARTIE. — MÉTALLURGIE.

L'Or

2^e SECTION. — TRAITEMENT DES MINÉRAIS AURO-ARGENTIFÈRES

Par **MM. E. CUMENGE** et **Edmond FUCHS**

Ingénieurs en chef des mines

AVEC LA COLLABORATION

De **MM. F. ROBELLAZ**, **Ch. LAFORGUE**, **Ed. SALADIN**

Ingénieurs civils des mines

PARIS

V^e CH. DUNOD, ÉDITEUR

LIBRAIRE DES CORPS NATIONAUX DES PONTS ET CHAUSSÉES, DES CHEMINS DE FER,
DES MINES ET DES TÉLÉGRAPHES

49, Quai des Augustins, 49

1892

L'OR

TROISIÈME PARTIE

L'OR DANS LES CENTRES DE TRAVAIL DE L'INDUSTRIE

DEUXIÈME SECTION

TRAITEMENT DES MINERAIS AURO-ARGENTIFÈRES

INTRODUCTION

Nous avons étudié, dans les chapitres précédents, le traitement des *alluvions* et des *quartz aurifères* qui constituent les gisements d'or proprement dits; l'association des deux métaux précieux dans ces gisements laisse à l'argent un rôle secondaire, en raison de sa faible proportion habituelle, et nous avons vu que la présence de ce métal, recueilli occasionnellement, ne modifie en rien les formules de traitement.

Par contre, dans la classe des minerais d'argent proprement dits, il est rare de ne pas rencontrer des traces d'or qui, lui aussi, se manifeste dans le produit final des opérations sans que l'on ait eu à tenir compte de sa présence pour choisir le mode de traitement.

Quelquefois, au contraire, l'association des deux métaux précieux est telle que la proportion d'or, quoique faible, devient comparable, comme valeur, à la proportion d'argent contenue dans les minerais.

Ces minerais *auro-argentifères* méritent une étude spéciale, non seulement à cause de la variété et de l'abondance des gîtes dans lesquels on les rencontre, mais aussi à cause de la diversité des méthodes qu'on peut leur appliquer.

Si la présence de l'or n'entraînait des conséquences économiques spéciales, nous pourrions nous contenter de renvoyer, pour la description des méthodes

de traitement des minerais auro-argentifères, aux nombreux ouvrages spéciaux qui traitent de la métallurgie de l'argent et, en particulier, au volume de cette Encyclopédie, par C. Roswag, puisque les méthodes employées dans les deux cas sont à peu près les mêmes, quoique les réactions que l'on met en jeu n'agissent pas de la même manière sur chacun des deux métaux.

L'amalgamation, en particulier, que nous avons étudiée sous sa forme la plus simple pour les quartz aurifères a été le point de départ de la grande production de l'argent et, appliquée aux minerais auro-argentifères, elle a apporté un contingent considérable à la production de l'or dans le monde entier.

Le procédé du *Patio*, découvert en 1557 par Bartholomeo Medina, le procédé du *Cazo*, dû à Alonso Barba et datant de 1590, ont été pendant une longue suite d'années les seuls en usage dans les régions des deux Amériques, où l'absence de force motrice condamnait à l'emploi à peu près exclusif du travail manuel de l'ouvrier et à l'utilisation du travail des animaux.

En Europe, l'amalgamation au *tonneau* de Freyberg ou à la *tinette* norvégienne marquait une étape nouvelle dans l'intervention d'un facteur de plus en plus important, l'emploi des machines et des appareils où les réactions des anciennes méthodes étaient utilisées en abrégant leur durée.

Enfin, le grand mouvement de production des métaux précieux aux États-Unis a donné naissance à la méthode du *Pan*, dans laquelle l'amalgamation est rapidement produite au moyen des réactions dues, en partie, à la matière constitutive des appareils eux-mêmes, en même temps qu'elle est favorisée par des dispositifs ingénieux.

Dans ces dernières années une évolution radicale, analogue à celle qui tend à faire prédominer, pour les métaux usuels autres que le fer, la sélection par voie de dissolution à l'isolement par voie de fusion, tend à diriger la métallurgie des métaux précieux dans une voie entièrement différente de celle que nous avons indiquée jusqu'à présent.

Elle consiste à supprimer l'emploi du mercure comme agent intermédiaire et à le remplacer par des dissolvants chimiques, de telle sorte qu'en définitive l'étude du traitement des minerais auro-argentifères comprend deux grandes divisions : la première embrasse toutes les variantes de l'emploi du mercure, c'est-à-dire de l'*amalgamation*, la seconde les récents procédés par voie de *lixiviation* désignés, en Amérique, sous le nom de *leaching process*¹.

1. Si nous avons pu, dans notre monographie de l'or, apporter quelques détails inconnus en France, nous en sommes redevable non seulement aux facilités que nous avons trouvées dans nos voyages pour étudier les usines américaines, toujours libéralement ouvertes aux étrangers, mais encore à ces publications industrielles partout répandues aux États-Unis, à ces enseignements techniques largement donnés par les éminents professeurs qui ont formé toute une génération d'ingénieurs pratiques. A la tête de ces derniers nous sommes heureux d'inscrire le nom de notre ami le professeur Th. Egleston, du Columbia College de New-York, que nous nous sommes permis de souvent traduire. Cette éducation technique est encore facilitée, aux États-Unis, par les grands constructeurs comme MM. Fraser et Chalmers, de Chicago, qui répandent à profusion leurs catalogues instructifs, ne se bornant pas à fournir des prix-courants de machines ou d'appareils, mais donnant de véritables manuels métallurgiques où le moins instruit des mineurs peut trouver son *vade mecum*.

CHAPITRE PREMIER

TRAITEMENT DES MINERAIS AURO-ARGENTIFÈRES PAR VOIE D'AMALGAMATION

§ 1. — EXPOSÉ DES MÉTHODES

a. PRINCIPES GÉNÉRAUX.

La caractéristique générale de toutes les méthodes d'amalgamation, qui vont être étudiées, consiste dans le traitement de charges limitées de minerais auro-argentifères dans lesquels les composés chlorurés, sulfurés, arséniés, antimoniés, etc., des métaux précieux et non plus seulement les métaux natifs, sont mis en contact, pendant un temps plus ou moins long, avec des réactifs solubles destinés à les attaquer et avec du mercure, seul ou accompagné de métaux plus oxydables que lui, destiné à réagir sur les minerais et sur les produits de leur attaque par les réactifs solubles.

Nous avons étudié dans la II^e Partie de ce travail les conditions de gisement et de composition minéralogique des minerais auro-argentifères. Au point de vue spécial de leur traitement on peut plus simplement les ranger en deux catégories :

Les minerais *directement amalgamables* dans une seule opération (*Free milling ores*);

Les minerais *rebelles à l'amalgamation* (*Rebellious or refractory ores*).

C'est à la première classe de ces minerais que s'appliquent principalement au Mexique et au Chili les procédés du *Patio*, du *Fondon*, et aux États-Unis le traitement au *Pan*, généralement désigné sous le nom de *Washæ process*.

La seconde classe exige des opérations préliminaires destinées à faire passer les minerais *rebelles* à un état qui les rende *directement amalgamables*. On comprend, aux États-Unis, sous le nom général de *Reese-river process*, du nom de la région où l'on a pour la première fois traité avec succès les minerais rebelles, l'ensemble des opérations qui réalisent cette transformation préliminaire du minerai et l'amalgamation commune des métaux précieux.

La modification progressive de la composition des minerais avec l'approfon-

dissement des mines, les perfectionnements apportés aux divers appareils de traitement, le changement de situation économique de contrées autrefois presque inaccessibles et maintenant reliées par des voies ferrées à des mines de charbon, ont considérablement augmenté le nombre des gîtes auxquels ces traitements peuvent être appliqués; ces diverses circonstances ont, en même temps, provoqué des méthodes locales qui ne sont, en définitive, que des variantes des méthodes types que nous venons d'énumérer.

Quels que soient le nombre et l'importance de ces variantes, elles ne portent que sur les moyens pratiques de réaliser les opérations caractéristiques des deux types de traitement que nous venons de mentionner, et qui sont, d'ailleurs, reliés entre eux par le fait qu'ils aboutissent à une opération finale : l'*amalgamation*.

Seuls les *minerais rebelles* doivent, avant de lui être soumis, subir une série d'opérations qui modifie leur nature et qui comporte, en général, un *grillage* et une *chloruration*.

Nous étudierons successivement les principes sur lesquels repose le succès de ces opérations fondamentales.

b. PRINCIPES DE L'AMALGAMATION DIRECTE.

Les réactions chimiques mises à profit pour l'amalgamation avec réactifs métalliques sont nombreuses et complexes; nous indiquerons succinctement ici celles sur lesquelles tous les chimistes sont d'accord, reléguant au second plan celles plus délicates que nous aurions à étudier si nous devions exposer ici, en détail, l'amalgamation des minerais d'argent proprement dits.

Nature du minerai. — Les minerais *directement amalgamables* (*free milling ores*) sont ceux qui contiennent les métaux précieux soit à l'état natif, soit en combinaisons chlorurées, bromurées, iodurées, soit aussi à l'état de sulfures simples en partie décomposés; ils occupent généralement la partie haute des filons et font souvent place, en profondeur, aux *minerais rebelles* (*refractory ores*) qui se trouvent, d'ailleurs, également en gisements distincts et qui comprennent toute la série des sulfures, sulfo-antimoniures, sulfo-arséniures, tellurures, etc., d'or et d'argent, en même temps que les *espèces minérales* dans lesquelles les métaux précieux sont associés ou combinés aux sulfures, sulfo-antimoniures, sulfo-arséniures du fer, du cuivre, du plomb, du zinc, etc.

Réactions utilisées. — L'opération de l'amalgamation consiste à mettre le minerai en contact intime avec le mercure dans un bain formé par la dissolution de réactifs destinés à dissoudre les composés des métaux précieux produits.

Les réactions utilisées résident principalement dans l'attaque des minerais par le chlorure de cuivre et le perchlorure de fer, en présence du chlorure

de sodium, puis dans la réduction des matières ainsi mises en dissolution par le mercure seul ou allié à un métal réducteur moins coûteux.

Réactifs employés : Magistral et sulfate de cuivre. — Le *magistral* qui forme la base du procédé au *patio* est un sulfate acide de cuivre et de fer, dont le sel de cuivre constitue la partie la plus active. Il est généralement produit par le grillage modéré, au four à réverbère, de pyrites cuivreuses et nous indiquerons ultérieurement son mode de fabrication dans les centres industriels qui continuent à faire usage de ce réactif.

Par son mélange avec le chlorure de sodium, le sulfate de cuivre du *magistral* donne naissance à du chlorure de cuivre et à du sulfate de soude :



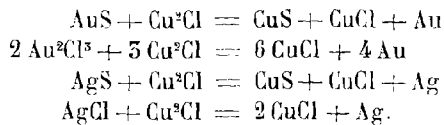
Le bichlorure de cuivre, ainsi formé, agit comme réactif chlorurant sur le cuivre, le plomb et les autres métaux communs et aussi sur le mercure, en se transformant lui-même en sous-chlorure Cu^2Cl ou en cuivre métallique. Il attaque également les sulfures de ces métaux et les sulfures d'or et d'argent, en mettant le soufre en liberté, et en chlorurant l'argent.

Pendant il n'a pas d'action sur la pyrite de fer non plus que sur les pyrites cuivreuses arsenicales et antimoniales et il n'attaque pas les antimonio-sulfures et les arsénio-sulfures d'or et d'argent.

Son action sur l'or métallique est nulle. L'argent métallique ne paraît pas chloruré à froid par ce corps, surtout en présence d'un peu de sous-chlorure Cu^2Cl . L'argent chloruré modifié par la lumière est ramené à l'état de chlorure normal par l'action du bichlorure de cuivre, puis réduit par le sous-chlorure de cuivre Cu^2Cl .

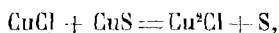
Le mercure est attaqué par le chlorure de cuivre en donnant du chlorure mercureux et du sous-chlorure de cuivre.

Le sous-chlorure de cuivre Cu^2Cl , résultant de la chloruration du mercure ou d'autres métaux et composés métalliques, agit comme réducteur sur les sulfures d'or et d'argent, sur le chlorure d'or et sur les chlorures, bromures et iodures d'argent.



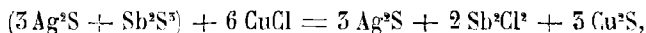
Dans ces réactions, les métaux précieux sont donc ramenés à l'état métallique, tandis que le chlorure de cuivre est régénéré.

Mais ce corps réagissant immédiatement sur le sulfure de cuivre,

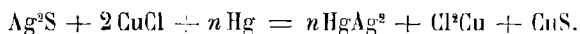


on a, en définitive, comme résidu de l'attaque, du chlorure de cuivre Cu^2Cl et du soufre mélangés aux métaux précieux.

Lorsque des composés d'argent plus complexes que le sulfure existent dans le minerai, tels que l'*argent rouge* ou antimonio-sulfure d'argent, le chlorure de cuivre a une réaction plus compliquée qui peut s'exprimer par la formule :



le sulfure d'argent produit étant, à son tour, décomposé par le mercure, suivant la formule



Le soufre libre attaque partiellement l'amalgame d'argent en donnant du sulfure d'argent que l'on trouve souvent à la surface des amalgames précieux dans les appareils industriels.

La chloruration du mercure est un des éléments principaux de la perte de ce métal, perte toujours assez importante comme on le verra dans la description détaillée des formules de traitement.

On tend, de plus en plus, à remplacer le magistral par le *sulfate de cuivre*. Ce dernier réactif présente l'avantage d'une composition chimique constante qui rend son dosage plus facile et son emploi plus certain. Avec les variations de composition que présente le *magistral*, suivant son mode de préparation et suivant les modifications que le temps apporte à sa constitution chimique, on ne pouvait arriver à des résultats satisfaisants dans l'emploi de cette matière que dans les pays, tels que le Mexique, où un long usage traditionnel avait fait apprécier les circonstances qui modifient les réactions.

A l'heure actuelle l'emploi du *sulfate de cuivre* n'est plus borné à quelques usages industriels; tout le monde sait la place considérable que ce produit a pris dans les besoins de l'agriculture. Sa fabrication est devenue courante dans tous les pays industriels où on le produit directement à l'aide du métal lui-même sous forme de vieux cuivre ou de *cément*, tandis qu'il y a quelques années à peine le sulfate de cuivre n'était qu'un *sous-produit* de quelques opérations métallurgiques, entre autres l'affinage des matières d'or et d'argent.

Nous donnerons dans un chapitre spécial les détails de la fabrication du sulfate de cuivre, détails encore peu connus qui permettront aux industriels de profiter de l'expérience que nous avons acquise dans la fabrication de ce précieux réactif.

Bien que les sels de cuivre soient considérés comme les réactifs fondamentaux de l'amalgamation par voie humide, l'action des *sels de fer*, introduits avec le magistral ou formés par l'attaque des minerais ou des organes des appareils, n'est pas négligeable.

En effet, le perchlorure de fer dissout les sulfures de cuivre en donnant du sous-chlorure de cuivre et du protochlorure de fer et en mettant le soufre en liberté. Le protochlorure de fer réduit énergiquement le chlorure d'or et le chlorure d'argent en isolant ces métaux.

Action du mercure. — Pendant la chloruration humide des minerais

L'OR.

ou après que cette opération est terminée, la masse en traitement est soumise l'action du mercure qui lui est intimement incorporé.

Les métaux libres sont absorbés par le mercure ; les sels dissous sont décomposés par ce métal et l'or et l'argent se précipitent à la surface du mercure avec lequel ils s'amalgament immédiatement.

Cette dernière action peut se produire de trois manières différentes :

1° Par double décomposition avec le mercure lui-même. Il se forme alors du sous-chlorure de mercure.

2° Par double décomposition avec le métal réactif dissous préalablement dans le mercure. Dans ce cas, le mercure est au moins partiellement préservé de l'attaque.

3° Par décomposition électrolytique s'effectuant par suite de l'attaque des parois du vase où se fait le traitement. Une cuve en fer ou en cuivre contenant une dissolution de sel et de chlorures métalliques forme, en effet, avec le mercure qu'elle contient, un grand élément de pile voltaïque mis en court circuit. Dans cet élément, le fer ou le cuivre métallique forme le pôle attaqué, jouant le rôle du zinc dans un élément Daniell ; le mercure inattaqué joue le rôle du pôle cuivre de cette pile classique. Il y a donc forcément un courant électrique établi entre les deux métaux ; et le mercure doit recevoir, par électrolyse, tous les métaux moins oxydables que le fer (ou le cuivre) et contenus à l'état de chlorures dissous dans la masse des minerais traités.

Influence de la nature du métal réactif. — La nature du métal réactif a une grande influence sur les résultats de l'amalgamation, par suite des réactions secondaires qui peuvent se produire avec les métaux qui accompagnent l'or et l'argent dans leurs minerais. Cette influence peut être ainsi résumée : le métal réactif employé occasionne une perte d'amalgame précieux d'autant plus grande que la quantité de métaux vulgaires qu'il peut précipiter est plus considérable.

En effet, en présence des chlorures solubles, le fer, le zinc et le sodium précipitent, à l'état métallique et dans l'amalgame, tous les métaux supérieurs tels que le plomb, l'étain, le cuivre, etc. Si donc on emploie le fer comme réactif, dans un *pan*, par exemple, pour traiter un minerai très riche en plomb chloruré ou sulfaté, le plomb sera précipité à l'état métallique, empâtera l'amalgame et, par conséquent, augmentera la dépense en mercure et par suite les chances des pertes. Si, dans ce cas, on remplace le fer par le cuivre ou le mercure, le chlorure de plomb restera inattaqué et les métaux précieux seuls seront amalgamés.

Les métaux réactifs usuels étant le fer, le cuivre et le mercure, on peut classer comme suit les minerais, d'après le métal réactif qui leur convient le mieux :

Métal réactif. . . .	Minerais.
Fer.	} Minerais peu plombeux ou cuivreux, ou contenant seulement de la galène ou des pyrites cuivreuses crues peu attaquables par les liqueurs chlorurées.
Cuivre.	
Mercure.	Tous les minerais.

La même remarque peut être faite pour les procédés électrolytiques d'amalgamation.

Plus la tension du courant électrique employé sera élevée, et plus il y aura de métaux étrangers entraînés dans l'amalgame. L'électricité donnera donc de meilleurs résultats avec les minerais contenant peu de plomb et de cuivre solubles, qu'avec les autres, parce qu'on pourra augmenter la tension du courant sans craindre de précipiter dans le mercure des appareils une quantité de métaux étrangers suffisante pour exagérer les pertes en métaux précieux et en mercure.

C'est à cause de ces réactions secondaires nuisibles que l'*arrastra* (moulin à trainard de pierre) est préféré au *pan* en fer pour le traitement de certains minerais très plombeux (Egleston).

Enfin, la quantité du métal réactif peut corriger, jusqu'à un certain point, les mauvais effets qui seraient dus à sa nature. Par exemple, dans le traitement d'un minerai donnant beaucoup de cuivre soluble au grillage chlorurant, on pourra employer le fer, mais à condition de le ménager assez pour qu'il ne puisse introduire qu'une très petite quantité de cuivre dans l'amalgame. Ce sera alors, en réalité, le cuivre qui jouera le rôle de métal réactif dans les phases ultérieures de l'amalgamation.

C. PRINCIPE DU GRILLAGE ET DE LA CHLORURATION.

La principale méthode employée pour la transformation des *minerais rebelles* en minerais *directement amalgamables* est le *grillage chlorurant* à l'aide du sel marin.

Les autres méthodes de chloruration par le chlore gazeux ou par les hypochlorites sont réservées à l'extraction de l'or par voie humide. Nous en avons déjà mentionné une application à l'occasion du traitement, par le procédé de Plattner, des *sulphurets* produits dans les moulins à or (voir 1^{re} section, p. 156); nous y reviendrons en détail dans le paragraphe suivant, lorsque nous décrirons le *Leaching process*.

Réactions utilisées. — Les réactions principales utilisées pour le grillage chlorurant par le sel marin sont les suivantes :

1^o Les sulfures métalliques, mis en contact avec le chlorure de sodium à haute température, peuvent donner directement du sulfure de sodium immédiatement transformé en sulfate par l'oxygène, et des chlorures métalliques. La volatilité manifeste du sel marin au rouge favorise cette réaction.

2^o Les pyrites de fer, grillées à basse température, donnent du sulfate de fer; ce dernier abandonne facilement, par la chaleur, son acide sulfurique qui attaque le chlorure de sodium en donnant de l'acide chlorhydrique et du chlore, lesquels chlorurent les minerais d'argent et d'or.

3^o Le perchlorure de fer formé par la chloruration des pyrites est très volatil; il a une action chlorurante énergique sur les composés auro-argenti-

fières. Il donne, en présence de l'oxygène, du peroxyde de fer et des chlorures métalliques.

4° Le chlorure de cuivre, formé par l'attaque des composés cuivreux, abandonne facilement une partie de son chlore par le grillage, en se transformant en oxychlorure ou en oxyde de cuivre. Le chlore dégagé, ou même les vapeurs de bichlorure de cuivre attaquent les composés auro-argentifères.

5° L'arsenic et l'antimoine combinés à l'or et à l'argent sont en partie éliminés par le grillage chlorurant. Ils donnent des chlorures volatils qui sont eux-mêmes décomposés en totalité ou en partie par l'atmosphère oxydante des fours, en passant à l'état d'acide arsénieux ou antimonieux entraînés par les fumées.

Réactions nuisibles. — 1° Les chlorures métalliques volatils formés en même temps que le chlorure d'or, entraînent facilement ce dernier dans les fumées des fours. Le cuivre est à ce point de vue le métal le plus nuisible.

2° Le chlorure d'argent nécessite, pour sa formation, une température et une durée de grillage supérieures à celles qui sont strictement nécessaires pour la chloruration des minerais d'or. Il en résulte que, plus la proportion d'argent à chlorurer est forte dans un minerai, plus la perte en or à la chloruration est considérable.

3° Le chlorure d'argent est facilement décomposé par un grillage trop prolongé. L'argent métallique produit par cette décomposition et finement disséminé dans le minerai échappe plus aisément que le chlorure à l'amalgamation humide qui suit la chloruration.

Conditions du grillage chlorurant. — Ces diverses réactions chlorurantes que nous venons de passer en revue nécessitent toutes une atmosphère très oxydante dans les fours de grillage. On doit donc observer, dès à présent, que la chloruration ne peut se faire qu'en présence d'une très minime quantité de sulfure. Un excès de soufre consomme tout l'oxygène de l'air pour former de l'acide sulfureux, gaz qui n'a pas d'action sur le sel marin en l'absence d'oxygène et de vapeur d'eau.

La première condition du grillage chlorurant est donc la faible quantité des sulfures libres dans la charge du four.

Cette condition est bien observée dans les usines américaines, où l'addition de sel aux minerais très sulfurés se fait seulement après que le grillage a expulsé en partie le soufre à l'état d'acide sulfureux, et formé des sulfates de fer et de cuivre.

L'addition de sel après la première période du grillage présente un autre avantage sérieux : l'eau hygrométrique contenue dans le sel favorise la formation d'acide chlorhydrique gazeux, et par conséquent celle de perchlorure de fer et de chlore libre.

Le chlore libre attaque facilement l'or et l'argent des minerais ; mais la chloruration est rarement complète, surtout dans les fours ordinaires, sans moufle, où les gaz sont continuellement entraînés avec les produits de la combustion. Dans les fours à moufle, la chloruration est plus complète, et c'est

ainsi que l'or et l'argent des pyrites cuivreuses de Rio-Tinto sont chlorurés pour le traitement par voie humide de ces minerais.

La chloruration des minerais auro-argentifères par le grillage au sel marin est encore entravée par la grande différence de volatilité des chlorures d'or et d'argent. D'après Egleston, la température et la durée d'opération nécessaires pour chlorurer énergiquement l'argent sont suffisantes pour volatiliser 40 à 90 pour 100 de l'or contenu dans certains minerais complexes.

C'est à cette cause que l'on attribue le faible rendement d'un grand nombre d'usines américaines, bien conduites d'ailleurs, et dans lesquelles pourtant comme nous le verrons dans l'étude détaillée de ces usines, le rendement n'a pas dépassé 56 à 58 pour 100 de l'or contenu dans les minerais traités.

Nous croyons d'ailleurs qu'il existe d'autres causes de perte que la volatilité des chlorures, ainsi que nous le montrerons dans l'étude détaillée du fonctionnement des appareils.

Enfin, lorsque l'or existe dans les minerais à l'état de combinaison avec l'argent, il arrive que la chloruration des grains de minerai est arrêtée par la formation d'une croûte de chlorure d'argent sous laquelle le métal reste inattaqué.

Il résulte donc de la pratique industrielle que le grillage chlorurant des minerais auro-argentifères a pour effet principalement de chlorurer l'argent et de détruire les combinaisons des métaux précieux avec le soufre, l'antimoine et l'arsenic, mais que cette opération entraîne ordinairement une perte considérable en or.

Malgré les soins que l'on prend pour chlorurer la totalité de l'argent, une partie de ce métal reste libre ou est réduite de l'état de chlorure à l'état métallique; l'or n'est jamais entièrement chloruré; mais la presque totalité des sulfures complexes sont décomposés et le résultat de l'opération est, en définitive, un minerai *free milling* facile à traiter.

La consommation de sel est généralement de 40 à 50 livres par 100 onces d'argent contenu dans le minerai; soit de 6 à 7 kilogrammes de sel par kilogr. d'argent; mais cette proportion est très variable avec la nature des gangues des minerais précieux.

La consommation de combustible varie ordinairement entre 10 à 20 pour 100 du poids du minerai traité. Elle peut s'élever beaucoup au-dessus de ce chiffre, lorsqu'on traite des minerais riches très complexes et lorsqu'on n'emploie que des réverbères à simple sole de faibles dimensions.

§ 2. — FABRICATION DES RÉACTIFS EMPLOYÉS DANS L'AMALGAMATION

a. PRÉPARATION DU MAGISTRAL.

Ainsi que nous l'avons dit, le *magistral* est le produit du grillage de pyrites cuprifères.

Comme exemple de son mode de préparation nous choisirons des données

fournies par différents auteurs sur l'ancienne usine de *Fresnillo* (Mexique) dans laquelle on consommait autrefois annuellement 2 000 tonnes de pyrites cuivreuses pour la fabrication du magistral.

Le minerai était d'abord bocardé dans 12 batteries de bocards et passé ensuite aux fours à réverbère au nombre de huit.

La charge du four n'était que d'une demi-tonne, occupant une épaisseur de 0^m,05 sur la sole.

Le combustible employé était le bois. L'oxydation devait être conduite à basse température, au plus au rouge sombre et en évitant l'agglomération. Un seul ouvrier conduisait deux fours.

Le grillage des 2 000 tonnes exigeait 250 journées de travail pour les 8 fours et les frais spéciaux de ce grillage se décomposaient comme suit :

Main-d'œuvre.	2 000 journées à 3 fr.	6 000 fr.
Bois.	1 000 tonnes à 20 »	20 000 »
Outils, réparations, frais divers.		6 000 »
		<hr/>
	Total des frais spéciaux.	32 000 fr.

Soit 16 francs par tonne de minerai.

Le produit du grillage, ou magistral, contient environ 20 pour 100 de sulfates de cuivre et de fer solubles dans l'eau, mêlés à du sulfate de chaux, du peroxyde de fer et du quartz. La dissolution dans l'eau donne une réaction nettement acide.

A *Fresnillo* le minerai de cuivre revenait à 250 francs la tonne, les frais spéciaux de bocardage environ à 9 francs la tonne, ceux de grillage à 16 francs, ensemble 275 francs par tonne de minerai donnant, ainsi que nous l'avons vu, 20 pour 100 environ de sulfates solubles. Dans ce cas particulier la portion utile du magistral avait donc une valeur supérieure à 4 500 francs la tonne. On conçoit dès lors que le sulfate de cuivre, dont la valeur marchande ne dépasse pas 500 à 600 francs la tonne dans les lieux de production, puisse avantageusement lutter, au point de vue économique avec le magistral, puisque la marge entre le prix d'achat et le prix de revient sur place est très considérable et peut permettre des frais de transport élevés.

b. FABRICATION DU SULFATE DE CUIVRE A L'AIDE DU CÉMENT.

L'opération de la *cémentation* des dissolutions cuivreuses par le fer métallique et la production de cuivre sous forme de *cément* étant le complément de diverses opérations métallurgiques exécutées sur des minerais contenant des métaux précieux, tout aussi bien que le résultat des traitements spéciaux par la *voie humide* de minerais simplement cuivreux, il est naturel que l'on s'adresse de préférence au cuivre sous forme de cément pour produire le sel en question. En Europe il en est presque toujours ainsi, étant donnée la masse de cas-

cava ou cuivre de ciment versée sur le marché par la production des mines de cuivre de la province d'Huelva : Rio-Tinto, Tharsis, etc.

L'état pulvérulent du *cément* de cuivre paraît, au premier abord, très avantageux, au point de vue de la fabrication d'un sel produit par l'attaque du métal par l'acide sulfurique; mais cette attaque ne peut économiquement se faire qu'en faisant agir l'acide sur l'oxyde de cuivre, car l'attaque directe du métal produirait, en pure perte, un fort dégagement d'acide sulfureux aux dépens de l'acide employé. La nécessité d'oxyder le ciment comporte des pertes matérielles par entraînement dans les fours, ou autrement, dont on ne saurait apprécier à première vue l'importance et qui dépassent de beaucoup la limite qu'on est porté généralement à leur attribuer.

D'un autre côté, le ciment de cuivre est souillé d'impuretés qui compliquent, ainsi qu'on le verra, la formule du traitement; si bien que l'épuration du ciment par voie de fonte, d'affinage et de grenailage est souvent une simplification de la méthode et une voie économique, malgré son apparente complication.

Si l'on s'adresse à des déchets de vieux cuivre, de bronze ou de laiton, on rencontre dans la pratique bien des difficultés pour l'opération de l'oxydation de ces matériaux et il est toujours avantageux de procéder à la fonte, à l'affinage et au grenailage, opération dont on peut à la rigueur se dispenser pour le cuivre de ciment ou les battitures, mais dont nous donnerons le détail après avoir traité de la fabrication directe du sulfate à l'aide du cuivre de ciment, sans passer par ces opérations complémentaires.

Cette fabrication comporte un assez grand nombre d'opérations que nous décrirons successivement.

Lavage du ciment. — Cette opération a pour but d'extraire les sels de soude solubles dont le ciment est imprégné et qui gêneraient la cristallisation du sulfate de cuivre. Elle s'opère dans une *essoreuse* ordinaire, machine dont l'usage est assez répandu pour qu'il ne soit pas nécessaire de faire sa description. Le panier de l'essoreuse est garni d'une toile métallique de cuivre à tissu très serré; toutes les parties de l'essoreuse en contact avec la matière ou les liquides de lavage sont en cuivre ou en fonte doublée de plomb afin d'éviter une prompt destruction des organes.

L'essoreuse étant mise en marche, on y fait tomber une charge du ciment boueux préparée d'avance. Cette charge est placée sur une sorte de table inclinée conduisant la matière jusque vers l'axe du panier de l'essoreuse. L'ouvrier la pousse par petites quantités et ouvre en même temps le robinet d'eau chaude disposé à cet effet.

Oxydation du ciment. — L'oxydation se fait dans un four à moufle ordinaire. Le ciment y est étalé sur la sole en une couche de 3 à 4 centimètres d'épaisseur et porté au rouge. De temps en temps l'ouvrier brasse la masse à l'aide d'un ringard et lorsqu'il juge l'opération assez avancée il prend un échantillon qu'il broie dans un mortier. L'opération est terminée lorsque les grains métalliques ont complètement disparu.

La matière est alors retirée du four et, après refroidissement, peut être portée aux cuves de dissolution.

L'opération de l'oxydation du ciment dégage d'abondantes fumées qui entraînent des poussières cuivreuses. Ces fumées, indépendamment des particules cuivreuses mécaniquement entraînées, contiennent, en outre, du cuivre à un état spécial, encore mal défini; elles sont d'une condensation difficile et exigent, sous peine de pertes très notables, la construction de *chambres à poussières* à la suite du moufle et de plus l'édification d'une ou plusieurs *tours de condensation* telles qu'elles sont en usage dans les fabriques de produits chimiques. Ces *tours de condensation* construites en *lave de Volvic* ou en poteries sont garnies, à l'intérieur, de coke en morceaux et sont arrosées à leur partie supérieure par un filet d'eau.

Malgré ces précautions on constate toujours une perte assez notable du cuivre mis en œuvre et d'autant plus élevée que le ciment est plus impur.

Dissolution du ciment oxydé. — La dissolution du ciment oxydé s'opère dans des cuves en bois complètement doublées de plomb. Ces cuves ont, d'ordinaire, 1^m,60 de diamètre et 1^m,10 de hauteur. Au fond est ménagée une ouverture fermée à l'aide d'un tampon de plomb antimonié, pour la vidange des boues. La cuve est munie d'un barboteur de vapeur en plomb.

L'acide sulfurique dilué est introduit dans la cuve en même temps que les eaux mères de première dissolution provenant des opérations précédentes. On chauffe le tout à l'ébullition à l'aide du barboteur; l'ouvrier projette ensuite l'oxyde pulvérulent dans la cuve, par petites portions, afin d'éviter une réaction trop violente. Chaque addition produisant un abondant dégagement de chaleur, on peut alors fermer le robinet d'arrivée de vapeur. La saturation est terminée lorsque de nouvelles additions d'oxyde ne produisent plus de réaction.

L'ouvrier règle alors la densité de sa dissolution soit par addition d'eaux mères, soit par addition d'eau. La dissolution doit marquer environ 42° au pèse-liqueur de Baumé; on la laisse reposer quelques instants, puis, à l'aide d'un siphon en plomb, on la décaute et on l'envoie dans les bacs de dépôt situés à un étage inférieur.

Chaque opération laisse au fond de la cuve un léger dépôt de matières insolubles ou indissoutes que l'on rejette de temps en temps par l'orifice cité plus haut. Il est à remarquer que ces dépôts retiennent une partie des métaux précieux pouvant exister dans le cuivre de ciment.

Dépôt des liqueurs saturées. — Le dépôt se fait dans des bacs en bois intérieurement doublés de plomb et munis d'un double fond dans lequel circule un courant de vapeur afin d'éviter le refroidissement de la dissolution. Un trou d'homme est aménagé au-dessus de ce double fond pour permettre le nettoyage des bacs.

Les bacs de dépôt ont généralement 2 mètres sur 2 mètres et 1^m,40 de hauteur; le double fond en plomb est soutenu par des tôles de cuivre qui reposent sur des chevalets en bois recouverts de plomb. L'eau condensée et l'excès de vapeur s'échappent librement.

A l'intérieur du bac et au niveau du double fond est fixée la tubulure à laquelle s'adapte le décanteur; ce décanteur est un simple tuyau de caoutchouc muni de spirales de cuivre. Lorsque la dissolution est prête à être coulée, on abaisse l'extrémité du tube autant que le liquide reste limpide; la liqueur s'écoule dans des rigoles en bois doublées de plomb jusqu'aux cristallisoirs de première cristallisation.

Précipitation du sulfate de cuivre en petits sels ou première cristallisation. — Les bacs destinés à cette cristallisation confuse doivent présenter la plus grande surface possible au refroidissement afin d'activer le dépôt des petits cristaux; en outre, de temps en temps un gamin est chargé de remuer la liqueur à l'aide d'un rable pour troubler la cristallisation.

Lorsque la dissolution est refroidie, on fait écouler les eaux mères d'abord à l'aide d'un siphon, puis par l'orifice, fermé par une cheville, ménagé dans le fond du cristallisoir.

Les bacs de cristallisation confuse, appelés bacs à neige, sont en bois doublé de plomb et ont généralement 4^m,60 sur 2^m,50 et 0^m,65 de hauteur.

Essorage des petits sels ou du sulfate en neige. — Le sulfate en neige déposé dans les cristallisoirs est enlevé à la pelle et porté aux essoreuses.

L'ouvrier prépare la charge sur une table disposée près de l'essoreuse comme il a été dit plus haut pour le ciment et après la mise en marche de l'appareil on fait tomber le sel dans son intérieur par petites portions à la fois.

Lorsque les eaux mères ont cessé de couler on arrête la machine et on décharge le sel en neige. Il est de toute nécessité que tous les organes de l'essoreuse susceptibles d'être en contact avec le liquide cuivreux soient en cuivre ou au moins doublés de plomb.

Dissolution du sulfate en neige pour deuxième cristallisation. — Le sulfate en neige ainsi obtenu est parfaitement approprié à tous les usages industriels et agricoles, aussi pourrait-on se borner à la production du sulfate de cuivre sous cet état physique, l'analyse donnant toujours le moyen de s'assurer du degré de pureté chimique.

Néanmoins les habitudes commerciales exigeant la production du sulfate en gros cristaux, nous allons indiquer le moyen de passer du sulfate en neige au sulfate de cuivre du commerce.

Le sulfate en neige purifié, comme nous l'avons dit, par turbinage dans l'essoreuse est jeté sur une table d'où il est repris pour être porté aux bacs de deuxième dissolution. Ces bacs en bois, doublés de plomb, sont pourvus d'un barboteur de vapeur et d'un décanteur en caoutchouc semblable à celui des cuves de première dissolution. On y introduit de l'eau pure ou des eaux mères de deuxième cristallisation provenant d'opérations antérieures et l'on chauffe à l'ébullition tout en jetant le sulfate en neige. La dissolution bouillante étant réglée à 40° Baumé, on cesse de chauffer et l'on couvre le bac afin d'éviter le

refroidissement de la liqueur. Au bout de six à huit heures la dissolution est assez claire pour être coulée.

Les bacs ont 2 mètres sur 1 mètre et 0^m,75 de hauteur.

Deuxième cristallisation. — La dissolution aussi chaude et aussi limpide que possible est évacuée, à l'aide du décanteur, vers les cristallisoirs.

Ces derniers sont en bois doublé de plomb et ont 1 mètre sur 2 mètres et 0^m,90 de hauteur. Dans l'un des coins, le fond est percé d'un orifice que l'on ferme avec une cheville en bois.

A l'intérieur de chaque cristallisoir on suspend, à l'aide de barres transversales, des bandelettes de plomb sur lesquelles viennent s'attacher de belles grappes de cristaux de sulfate.

Lorsque après sept à huit jours de refroidissement la cristallisation est achevée, on soutire les eaux mères à l'aide de siphons et l'égouttage se fait par l'orifice inférieur que l'on débouche.

Les fonds des cristallisoirs ou croûtes sont mis de côté et reportés aux bacs de deuxième dissolution.

Les cristaux détachés des bandelettes sont enlevés à la pelle et conduits aux tables d'égouttage.

Les eaux mères retournent à des réservoirs par les rigoles creusées dans le sol de l'atelier et de là des appareils Kœrting, en plomb antimonié, les remontent jusqu'au point où elles sont utilisées.

A la sortie des tables d'égouttage les cristaux sont étendus sur des tables en bois jusqu'à suffisante dessiccation; cette opération doit se faire à l'air libre, mais à l'abri du soleil qui ferait effleurir les cristaux.

Résidus de fabrication. — Les résidus, d'autant plus abondants que le ciment est plus impur, sont composés en majeure partie de peroxyde de fer mélangé d'oxyde de cuivre et de cuivre métallique; ils sont naturellement imprégnés de la solution de sulfate de cuivre, en sorte qu'il est nécessaire de faire subir à ces résidus un traitement permettant de les faire rentrer dans la fabrication. Le meilleur moyen est de les dessécher et de les calciner dans un four à réverbère ordinaire à la température du rouge sombre, après quoi ces résidus sont broyés sous des meules et sont portés aux cuves de première dissolution.

Eaux mères impures. — Lorsque les eaux mères de la première dissolution commencent à être trop chargées de sels ferreux, ce que l'on reconnaît à la couleur des dissolutions et que l'on contrôle par l'analyse, il devient nécessaire de les évacuer. Elles sont donc mises à part et envoyées à des bacs de cimentation.

Dans ce cas, une quantité égale d'eaux mères de la deuxième dissolution retourne à la première dissolution et l'on remplace par de l'eau pure celles qu'on a éliminées de la deuxième dissolution.

C. FABRICATION DU SULFATE DE CUIVRE A L'AIDE DE VIEUX CUIVRE.

Lorsque l'on n'a pas à sa disposition du cuivre en cément et que l'on peut se procurer du vieux cuivre, déchets d'ateliers ou de pièces fabriquées, ou même du cuivre noir, le mieux est, pour fabriquer le sulfate avec ces matières premières diverses, de procéder à une fonte, à un affinage et à un grenailage.

Fonte et affinage. — Cette opération s'effectue dans un four à réverbère; nous ne décrirons pas cette double opération spéciale dont on trouve les détails dans tous les ouvrages relatifs à la métallurgie du cuivre. Elle exige des ouvriers entendus et entraîne une dépense de combustible assez considérable puisque l'on brûle, en charbon dans le four, à peu près le poids du cuivre.

La nécessité d'oxyder le cuivre avant de l'attaquer par l'acide sulfurique exige qu'on coule le métal sous une forme spéciale.

Le *grenailage* paraît être l'opération qui répond le mieux à ce besoin.

Si l'on se bornait à puiser à la cuiller le cuivre fondu dans le four d'affinage et à le couler dans l'eau, les grenailles ainsi obtenues seraient pleines et quelques petites qu'elles fussent, elles seraient encore très difficiles à oxyder en les passant au four à réverbère.

Le procédé ou le *tour de main* que l'on emploie pour produire des grenailles creuses est tenu secret dans les différentes usines.

A l'usine d'Argo, près de Denver (Colorado), notamment, où l'on grenaille le cuivre aurifère, produit final de différentes opérations, cette partie du traitement n'est pas montrée aux visiteurs.

Nous avons tout lieu de croire que le cuivre affiné est coulé en le faisant tomber sur une bûche de bois vert placée au-dessus du récipient d'eau.

Nous avons nous-même réussi à produire cet effet dans une usine d'essai de traitement des mattes cuivreuses auro-argentifères installée par nous, il y a quelques années, à Clichy, près Paris.

Les grenailles ainsi produites sont très petites et se présentent sous forme de sphères creuses de quelques millimètres.

Dans l'usine de Lestaque, près Marseille, les grenailles creuses sont obtenues de la grosseur d'une noisette ou d'une noix par un *tour de main* très simple qu'il ne nous est pas permis de divulguer. Sous cette forme l'oxydation marche très rapidement et devient très économique.

Les grenailles oxydées sont traitées comme le cément oxydé lui-même, mais leur pureté permet d'obtenir du sulfate en gros cristaux par première dissolution sans passer par la fabrication intermédiaire du sulfate en neige.

§ 5. — DESCRIPTION ET FONCTIONNEMENT DES APPAREILS D'AMALGAMATION

Classification des appareils. — Les appareils servant à l'amalgamation des minerais auro-argentifères varient suivant les procédés mis en œuvre dans les différents pays, et ces procédés eux-mêmes peuvent se subdi-

viser en trois grandes catégories, d'après les contrées où ils ont pris naissance.

D'après l'ordre chronologique de leur emploi, nous étudierons successivement les appareils servant à l'amalgamation dans les pays *hispano-américains*, ceux qui ont été primitivement employés en *Europe* et introduits ensuite dans les pays producteurs de métaux précieux; enfin, ceux qui ont presque partout remplacé, aux *États-Unis*, les appareils primitifs.

Nous nous étendrons surtout sur ces derniers qui, jusqu'ici, n'ont pas fait l'objet de descriptions détaillées dans les ouvrages français traitant des métaux précieux, tandis que les méthodes d'amalgamation usitées au Mexique ou dans les usines de Freyberg et dans celles, aujourd'hui disparues, qui travaillaient d'après les mêmes principes que l'usine allemande, ont été étudiées par de nombreux auteurs.

A. APPAREILS HISPANO-AMÉRICAINS.

Ce qui caractérise les méthodes d'amalgamation usitées depuis bientôt quatre siècles dans les pays hispano-américains, c'est l'extrême simplicité des appareils mis en œuvre. Avec quelques bouts de bois, quelques blocs de pierre et à l'aide de ce précieux auxiliaire de l'homme dans tous les pays de montagnes, la mule, à la fois bête de somme, force motrice et, en quelque sorte, mécanisme animal, ainsi que nous le verrons dans la description du procédé du *patio*, l'industrie des métaux précieux s'est soutenue dans tous ces pays privés des ressources de l'outillage moderne. Ce n'est pas même un des moindres sujets d'étonnement pour le métallurgiste que la conclusion à laquelle il arrive lorsqu'il a passé en revue toutes les méthodes nouvelles avec leurs engins si compliqués, à savoir que dès le *xv^e* siècle on était arrivé, et du premier coup pour ainsi dire, à trouver les types d'appareils appropriés aux pays producteurs de l'or et de l'argent; si bien qu'aujourd'hui même on se demande s'il n'y a pas lieu de copier simplement au lieu d'innover, lorsqu'on se trouve dans des conditions analogues, et que la tradition a formé autour de vous des ouvriers capables de suppléer par leur habileté à suivre les phases si compliquées de l'amalgamation, à l'imperfection des appareils à l'aide desquels elle s'opère.

Appareils de broyage. — Dans tous les pays en question, les appareils usités pour effectuer le broyage des minerais, opération qui doit, comme partout, précéder l'amalgamation, se rapportent aux deux types que nous avons déjà eu l'occasion d'étudier : le *molino* ou bocard, et l'*arrastra*.

Les bocards sont généralement mis en mouvement par des mules, quelquefois à l'aide de chutes d'eau et rarement mus par des machines à vapeur, le combustible faisant ordinairement défaut.

Leur construction, analogue à celle que nous avons décrite (1^{re} section, page 159), est rudimentaire : le bois pour le bâti et les tiges, le cuivre ou le fer pour les sabots, sont les matériaux employés pour leur construction.

Un *molino* ou bocard, dans les anciennes usines du Mexique, dont chaque

flèche pesait 50 kilogrammes et battait 50 coups par minute, avec une chute de 0^m,50 environ, broyait à peu près 2 tiers de tonne de minerai par flèche dans la journée de 16 heures.

Une batterie de 9 pilons broyant ainsi 6 tonnes exigeait 18 mules se relayant toutes les deux heures. Le personnel consistait en : 2 muletiers, 1 palefrenier, 1 *molinero* ou chef de batterie et 3 aides.

Le broyage grossier au bocard est suivi du passage à l'arrastra qui produit la finesse des grains indispensable aux réactions du *patio*.

L'amalgamation de l'or, dans le cas des minerais auro-argentifères très riches en or, se fait quelquefois dans l'arrastra par simple addition de mercure, et suivant le mode que nous avons décrit (1^{re} section, p. 165); les boues de lavage convenablement asséchées passent ensuite au *patio*.

Patio. — Le patio est simplement une aire pavée ou dallée, soigneusement jointoyée et entourée d'une murette de 0^m,50 de hauteur. Le minerai y est placé à l'état de boue consistante, et travaillé comme nous le verrons plus loin dans la description des méthodes de traitement.

Le malaxage du minerai et son mélange avec les réactifs sont faits par le piétinement de mules ou de chevaux; quelquefois même des hommes sont chargés de ce travail.

Le piétinement a été quelquefois remplacé par un appareil nommé *alacran* (scorpion) ou *kneading engine* (machine à malaxer). Cet appareil est formé par deux ou plusieurs roues roulant à la surface du patio circulaire et mues par deux mules.

Les roues sont montées sur un chariot attelé au levier principal ou timon du manège. Ce chariot est fixé en même temps à une crémaillère qui glisse le long du timon et engrène avec un pignon fixe calé sur le pivot central. Par cet artifice, les roues décrivent des spirales très resserrées qui couvrent la surface du patio.

Appareils de lavage et de concentration de l'amalgame.

— Ces appareils, appelés *Lavadores*, *apuros*, *apuradores*, effectuent le débourbage mécanique des boues amalgamées, en même temps que la réunion des globules de mercure et de l'amalgame.

Dans la disposition primitive encore employée au Pérou après le traitement au *Patio*, les boues étaient jetées dans un premier puisard, *capitana*, et triturées dans l'eau sous les pieds d'un ouvrier. Les boues délayées, entraînant encore une partie de l'amalgame, passaient par un canal en maçonnerie, entièrement garni de peaux de mouton portant toute leur laine. Elles se déversaient ensuite dans deux autres puisards où elles étaient encore soumises au piétinement des ouvriers. L'amalgame, en partie retenu sur les peaux de mouton, en était détaché par lavage dans les puisards après que toute la charge de minerai traité était débourbée. Enfin, l'amalgame rassemblé au fond des puisards était lavé sous un courant d'eau et moulé en boules sous les pieds des ouvriers.

A l'usine de *Fresnillo*, Mexique, et dans la plupart des *haciendas*, ce malaxage est remplacé par le lavage dans un agitateur mécanique tournant dans

l'axe d'un puisard en maçonnerie muni d'un fond en fonte. L'agitateur est constitué par quatre bras calés sur un axe vertical mû par le moteur et qui portent des branches verticales en bois.

Cazo ou fondon. — Dans l'Amérique du Sud, on emploie, pour le traitement par amalgamation, un appareil en cuivre, le *cazo* ou *fondon*, inventé par le curé Alonzo Barba, en 1590. L'appareil primitif était un simple chaudron de cuivre, dans lequel les minerais étaient chauffés. Ils étaient triturés au moyen d'un pilon de bois avec les réactifs chlorurants et le mercure. Cet appareil s'est peu à peu transformé en appareil mécanique et a donné le *fondon* proprement dit. Le *fondon* est une *arrastra* à fond de cuivre épais, chauffé par un foyer inférieur, et muni de trainards ou *voladoras* en cuivre massif pesant 100 à 150 kilogrammes.

Le croquis suivant (fig. 1) représente un *fondon* mû par un manège à mule et chauffé au bois.

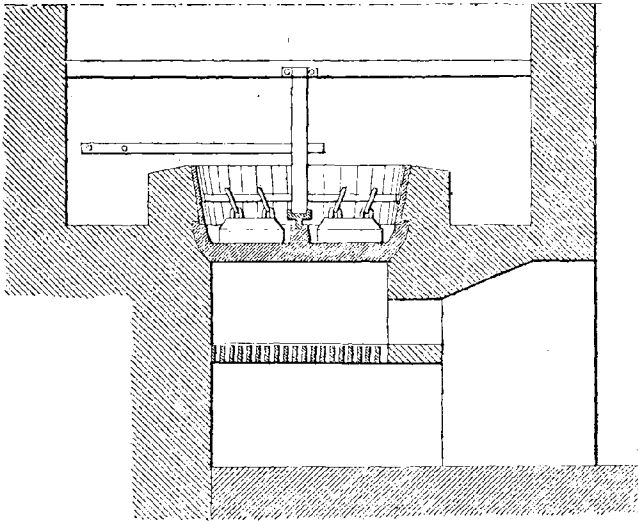


Fig. 1.

Le fond en cuivre a 1^m,80 de diamètre, 0^m,10 de profondeur et 0^m,18 d'épaisseur; la partie supérieure de la cuve est en bois. En Bolivie, elle est quelquefois entièrement en cuivre

B. APPAREILS EUROPÉENS.

Les appareils employés autrefois en Europe pour l'amalgamation étaient aussi très simples et se rapportaient à deux types, la *tinette norvégienne*, autrefois usitée à Kongsberg, et le *tonneau d'amalgamation*, employé d'abord à Freyberg,

puis à Huclgoat (Finistère). D'Europe, le premier de ces appareils est passé dans les pays hispano-américains sous le nom de *tina*, et le second, bien qu'aujourd'hui remplacé presque partout aux États-Unis par les *pans*, était naguère encore employé dans quelques usines, notamment au Colorado.

Tina. — La *tina* ou *tinette norvégienne* se compose de la simple cuve à agitateur mécanique employée dans bien des industries.

Chaque agitateur est mené par un pignon calé sur un arbre de couche horizontal et qui peut être embrayé ou débrayé à volonté. Le fond des cuves est fait en fonte, pour éviter les pertes de mercure ; la paroi est en bois cerclé de fer.

Les dimensions ordinaires sont : 2 mètres de diamètre sur 0^m,90 de profondeur ; la cuve est légèrement tronconique, plus large en bas qu'en haut, pour faciliter la pression du cerclage.

En munissant l'agitateur de la tina de sabots frottant sur le fond, on la transforme en *pan américain* et, inversement, lorsque le pan travaille avec ses sabots relevés il fonctionne comme une simple *tina*.

Tonneaux d'amalgamation. — Les tonneaux d'amalgamation sont formés ordinairement par de fortes bariques, bien cerclées, mobiles autour d'un axe horizontal constitué par deux tourillons fixés sur les fonds. Le tonneau était primitivement mis en rotation par une roue dentée montée sur un de ses fonds, et un pignon calé sur un arbre de couche desservant tout l'atelier.

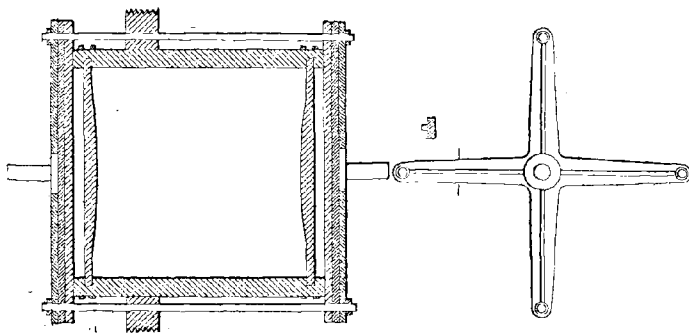


Fig. 2.

Cette disposition, usitée dans l'ancien atelier d'amalgamation de Halsbrücke (Saxe), présente l'inconvénient de rendre tous les barils solidaires dans leur mouvement. Cet inconvénient a été supprimé, en particulier au *Pelican-Mill*, Colorado, par la substitution aux engrenages de l'embrayage à friction. Nous donnons ci-dessus (fig. 2) le croquis du tonneau usité dans cette localité.

Un des tourillons du tonneau tourne dans un coussinet à excentrique manœuvré par un long levier ; d'autre part, la cuve porte une ceinture circulaire en bois, formant jante de poulie de friction, et munie de gorges en V sur la

partie frottante. Il suffit d'un très faible déplacement du tourillon dans le plan horizontal, déplacement obtenu par la rotation du coussinet excentrique, pour faire appuyer la ceinture de bois contre une roue de friction en fer, également munie de gorges et calée sur l'arbre de couche moteur.

Il est donc possible de mettre en marche et d'arrêter chaque tonneau individuellement, et même, en modérant la friction, de lui donner une vitesse de rotation quelconque, ce qui est très utile pour faciliter la réunion du mercure à la fin de l'opération, en réduisant la vitesse de rotation.

Les tonneaux employés actuellement sont consolidés par une armature en fer, formée (*Pelican Mill*), de deux croisillons en fonte appliqués sur chacun des fonds et portant le tourillon. Ces croisillons sont réunis par quatre tirants en fer boulonnés, qui serrent énergiquement l'armature sur le tonneau.

Les tonneaux sont toujours construits en bois. Le fer a été essayé, mais son usure rapide, au contact des solutions chlorurantes, a fait renoncer à son emploi.

C. APPAREILS AMÉRICAINS.

Les appareils employés aux États-Unis pour l'amalgamation des *Free-milling ores*, se divisent en trois classes principales correspondant à chacune des phases du traitement.

- a. Les appareils de broyage : concasseurs et bocards (*crushers, stamps*);
- b. Les appareils destinés à effectuer l'amalgamation : moulins à cuves ou *pans*;
- c. Les appareils destinés à recueillir l'amalgame produit : cuves de dépôt ou *settlers*.

A ces trois classes principales doivent s'ajouter les appareils accessoires nécessités par les exigences du travail. Ainsi, la manipulation d'une quantité de mercure considérable ne pouvant s'effectuer économiquement et sans pertes qu'à l'aide de dispositifs spéciaux, on a été conduit à installer des *appareils à mercure* pour le *mouvement* et la récupération de ce réactif.

Enfin, si les résidus de l'amalgamation, ces matières finement broyées qui, comme nous le verrons, emportent avec elles une notable partie de la richesse, ont pu pendant longtemps être considérées comme négligeables et déversées sur les *dumps* ou écoulées dans des cours d'eau, la *reprise* de ces *tailings* et de ces *slimes* commence à s'imposer et, à l'heure actuelle, des dispositifs spéciaux ont été adoptés pour recueillir ces résidus, en même temps que des modes de traitement qui leur soient applicables sont à l'étude ou sont même déjà en cours.

Nous aurons donc à étudier :

- d. Les dispositifs adoptés pour le mouvement et la récupération du mercure;
- e. Les appareils destinés à distiller l'amalgame et à fondre les lingots;
- f. Les dispositifs relatifs aux *tailings*.

α. — APPAREILS DE BROYAGE.

Le broyage des minerais auro-argentifères s'effectue suivant deux modes distincts : le broyage à l'eau qui s'opère à l'aide d'un système de bocards identiques à ceux que nous avons longuement décrits dans la 1^{re} section, à l'occasion de l'étude du traitement des quartz aurifères ; le broyage à sec dans lequel les appareils analogues sont employés avec quelques dispositifs spéciaux.

Le broyage à l'eau est plus spécialement en usage pour le traitement des minerais *free-milling*, qui passent directement aux pans d'amalgamation. Le broyage à sec est réservé pour les minerais rebelles (*refractory ores*) qui doivent subir un grillage chlorurant avant d'être amalgamés.

Dans l'un et l'autre cas, on doit arriver à broyer finement : dans le premier cas, en effet, les bocards sont appelés à produire une *pulpe* assez fine pour que le travail des pans soit presque limité à l'amalgamation ; dans le second, la finesse du grain est indispensable pour favoriser l'attaque des composés des métaux précieux dans les réactions du four de grillage.

Ainsi que nous l'avons fait observer pour les quartz aurifères, l'opération du broyage doit toujours être faite en deux temps : le concassage et le broyage proprement dit.

Concassage. — Le concassage s'opère dans la plupart des moulins à l'aide du concasseur Blake, dont nous avons déjà parlé (1^{re} section, p. 108). Néanmoins une autre machine, le concasseur *Dodge*, est aussi en usage, et comme ce concasseur est particulièrement adapté à la prise rapide des échantillons, opération indispensable pour la bonne conduite des opérations, nous lui consacrerons une description spéciale.

Concasseur Dodge. — Le concasseur Dodge (fig. 5) consiste en deux mâchoires, *a*, qui sont boulonnées dans leurs positions respectives, l'une étant fixe et l'autre mobile, sur un levier, *c*, mû par un excentrique, *h*. La boîte, *d*, dans laquelle la pointe d'appui du levier, *e*, se meut, est ajustée horizontalement par un jeu d'écrous, *f*, et les plaques (*washers*) *v*. Le broyeur est porté sur un support sur lequel sont attachés les rouleaux, *m* et *p*, et les tamis, *t*.

Un volant, *o*, est placé sur l'arbre, *c'*, qui porte l'excentrique, *h*, le pignon, *k*, les roues à rochets, *x*, et, sur le côté opposé, la poulie motrice avec sa poulie folle. L'engrenage, *l*, est conduit par le pignon, *k*, qui est calé sur l'arbre, *n*, du rouleau broyeur, *p*. Le second rouleau est conduit par un jeu de pignons sur le côté opposé. Son arbre est ajusté dans un palier mobile dont l'éloignement est réglé par une vis de rappel, *q*, et qui est muni d'une plaque de ressort en caoutchouc, *r*, épaulé par une plaque entre cette boîte et l'écrou, *q*, de manière à donner une certaine élasticité aux rouleaux. Une série de pignons de rechange substitués à mesure de l'usure des rouleaux, permet d'employer ces derniers jusqu'à leur complète usure.

Le tamis, *t*, est mis en mouvement par le levier coudé, *s*, et la roue à rochet.

La table à secousse contenant le tamis a pour but de séparer la partie de minerai déjà suffisamment broyée par les mâchoires et d'alléger ainsi le travail des rouleaux; elle concourt en outre à distribuer uniformément le minerai sur les cylindres.

La table, à son extrémité supérieure, est portée sur un levier, *u*, au-dessous des mâchoires; son mouvement de va-et-vient est déterminé par un ressort, *w*.

Les mâchoires, *a*, sont en fonte spéciale, que l'on assure résister plus longtemps que les fontes dures ordinaires. Les rouleaux sont en acier.

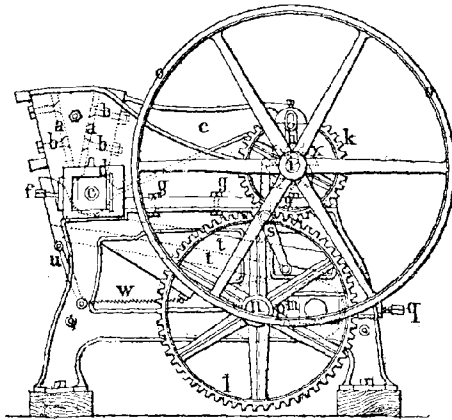


Fig. 3.

Un *Dodge crusher* n° 3, pesant 5 600 livres, dont l'arbre fait 220 révolutions par minute, exige 8 à 10 chevaux de force et peut broyer, à la grosseur d'une noix, de 2 à 4 tonnes de minerai par heure, suivant la nature de ce dernier.

Il est toujours avantageux de pousser assez loin le concassage pour que, si cela est possible, il suffise d'un coup de pilon pour effectuer le broyage des fragments.

Dans le même ordre d'idées, on a été conduit à proposer d'établir un système de concasseurs étagés avec mâchoires graduées, et de tamis successifs. Ce' arrangement exige une disposition d'usine à flanc de coteau; il augmenterait certainement dans une large mesure la capacité du moulin, puisqu'on se dispenserait ainsi de faire passer dans la batterie les poussières suffisamment fines.

En général, cependant, lorsque l'on emploie le *Blake* d'un débit supérieur au *Dodge*, un seul crusher est mis en œuvre pour un moulin de 50 flèches.

Lorsqu'on doit broyer à l'eau, on envoie souvent un léger courant d'eau sur le crusher pour éviter l'entraînement, dans l'atmosphère, des poussières formées qui, avec certains minerais, sont souvent très riches.

Bocardage. — Le minerai concassé est ensuite envoyé aux bocards, formés des mêmes éléments que les batteries destinées au broyage des quartz aurifères.

En ce qui concerne les minerais auro-argentifères broyés à l'eau, on paraît d'accord maintenant sur l'emploi avantageux de pilons lourds allant à grande vitesse et avec une faible chute.

Les pilons sont accouplés par batteries de 5, battant dans le même mortier comme pour le quartz aurifère. La construction de la batterie, la disposition des tiges, des cames, des sabots et des dés est identique, ce qui nous dispense d'une nouvelle description (voir 1^{re} section, p. 107 et suiv.).

Nous avons simplement à signaler les différences caractéristiques que l'on observe dans les mortiers et le mode de décharge des grilles lorsqu'il s'agit de

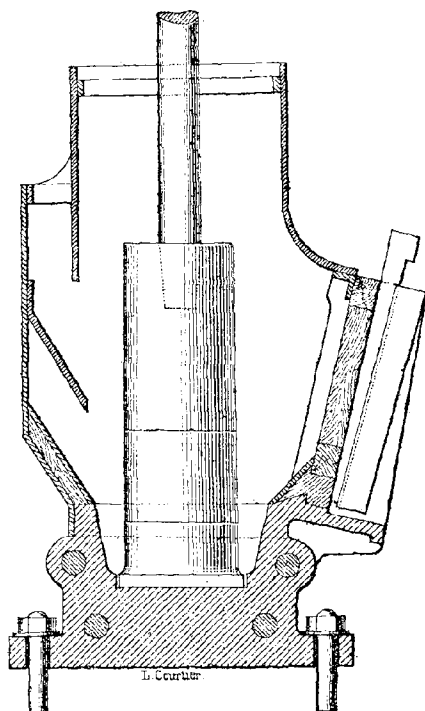


Fig. 4.

broyer des minerais auro-argentifères à l'eau ou à sec. Il n'est guère d'usage pour ces minerais de scinder l'amalgamation comme pour les quartz aurifères et de l'effectuer en partie dans la batterie, tout le travail d'amalgamation étant réservé aux moulins à cuve ou pans qui font suite aux bocards. On a bien quelquefois employé, au Colorado, des plaques d'amalgamation intérieures pour des minerais auro-argentifères très riches en or, l'amalgame d'or restant presque en entier sur ces plaques; mais la facilité avec laquelle les soustractions d'un amalgame de grande valeur peuvent être commises sur les plaques a presque partout fait renoncer à leur emploi; l'or étant tout aussi facilement amalgamable que l'argent dans le travail au pan, on recueille ensemble

les deux métaux sous forme d'amalgame d'une valeur moins susceptible d'exciter les convoitises d'ouvriers peu scrupuleux.

La suppression des plaques simplifie les agencements du mortier. Nous décrirons successivement la forme qu'on leur donne pour le broyage à l'eau et pour le broyage à sec.

Mortiers pour broyage à l'eau. — Les mortiers pour broyage à l'eau

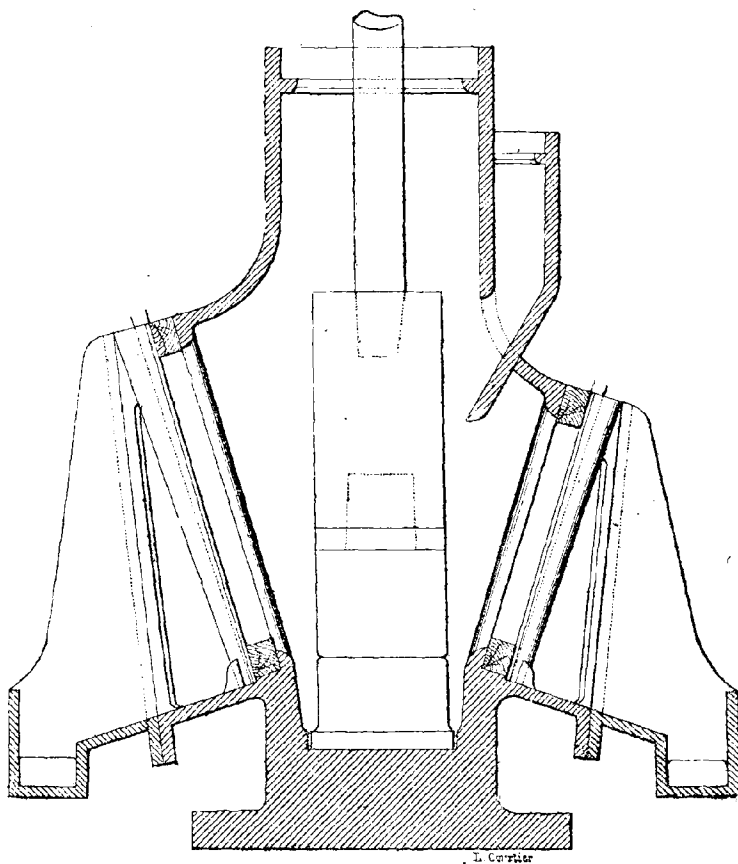


Fig. 5.

sont ordinairement fondus d'une seule pièce, ayant 4 pieds 7 pouces ($1^m,375$) de longueur et 4 pieds 2 pouces ($1^m,25$) de hauteur et 12 pouces ($0^m,30$) de largeur intérieure. La fonte, plus épaisse dans le fond que sur les côtés, a de 3 à 6 pouces d'épaisseur ($0^m,075$ à $0^m,15$), et ce fond présente deux larges rebords à l'aide desquels le mortier est boulonné au *mortar-block* de fondations.

Lé poids d'un pareil mortier peut s'élever à $2^T,750$, et lorsqu'il s'agit d'installer un moulin dans une région montagneuse, on rend possible son transport à dos de mulet en le construisant en sections, comme l'indique la figure ci-

dessus (fig. 4). En ce cas, le fond est composé de sections transversales dans lesquelles est ménagée une rainure alésée inférieure destinée à recevoir une barre en fer ajustée sur laquelle les sections sont assujetties par de solides rivets. La partie supérieure du mortier est en plaques de tôle reliées par des cornières.

Les mortiers d'une seule pièce sont à simple ou à double décharge, et quoiqu'il paraisse rationnel d'admettre que ces derniers soient les plus avantageux, puisque nous avons vu que le travail des pilons est surtout influencé par sa facilité de décharge, les constructeurs spéciaux hésitent à recommander ce dispositif, sans doute à cause de la simplification qu'une décharge unique entraîne dans la disposition d'ensemble de l'usine.

La figure 5 montre la coupe d'un mortier broyant à l'eau avec double décharge.

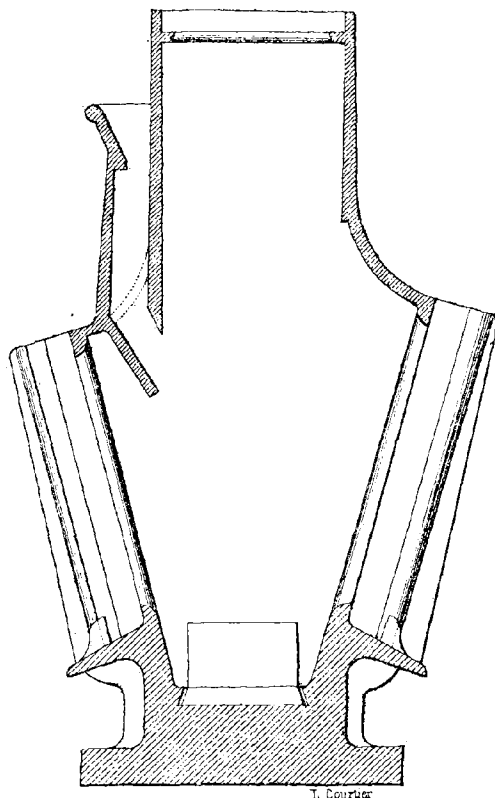


Fig. 6.

Mortiers pour broyer à sec. — Dans le broyage à sec, le mortier représenté figure 6 a toujours une double décharge.

Ainsi que l'indique la figure, les grilles maintenues par les coins sont d'iné

gales dimensions ; celle qui est située du côté de l'orifice de chargement présente une moins grande hauteur.

Grilles. — Les grilles pour broyage à l'eau sont ordinairement en tôle au bois, ou en tôle d'acier ayant 8/10^{es} de millimètre d'épaisseur (1/32^e de pouce). Les trous sont ronds ou rectangulaires, différemment alignés, ainsi que le montre la série de figures ci-après.

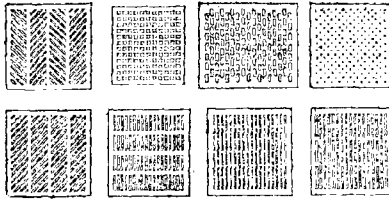


Fig. 7.

Leur variété même montre qu'il n'y a pas de règle fixe découlant d'expériences précises sur les avantages que présente telle ou telle disposition pour la facilité de la décharge de la pulpe broyée.

Les grilles pour broyage à sec sont ordinairement faites en toile métallique de cuivre jaune et présentent de 10 à 40 trous au centimètre linéaire ou de 100 à 900 trous au centimètre carré. La dimension des trous est en relation avec la nature du minerais et la dissémination de la matière utile dans la gangue, et l'expérience seule peut déterminer le meilleur numéro à employer.

Les grilles en toile métallique sont maintenues dans des cadres en fer que des coins permettent de fixer dans les rainures des mortiers. On leur donne, en général, une inclinaison d'environ 10°, qui facilite l'évacuation.

L'expérience a démontré que la partie inférieure de la grille devait être d'environ 0^m,025 au-dessus de la partie supérieure du dé, lorsqu'il est neuf, et que la hauteur totale de la grille ne devait pas être inférieure à 18 pouces (0^m,45) pour arriver au maximum d'évacuation dans un temps donné.

La durée des grilles en toile métallique est, en général, de trois ou quatre semaines.

Dans le broyage à l'eau, on dispose en avant des grilles une boîte d'éclaboussure (*splash-box*) qui reçoit la pulpe pour la diriger par des *sluices* vers les bacs où s'effectue le dépôt.

Dans le broyage à sec, une boîte recouvre entièrement les grilles, et la poussière est entraînée à l'aide de divers dispositifs (toiles sans fin, vis d'Archimède, etc.), jusqu'à des trémies d'où des chaînes à godets relèvent la matière au niveau de chargement des fours de grillage. Un exhausteur ou ventilateur aspirant est généralement mis en communication avec la boîte des grilles pour enlever les fines poussières et empêcher leur déperdition dans le bâtiment du moulin, déperdition qui serait gênante pour le travail et nuisible à la bonne conservation des organes des machines.

Quantité d'eau. — L'eau nécessaire au travail des usines est tantôt la propriété de la Compagnie, tantôt achetée par elle à des Compagnies spéciales. On estime, en Californie et dans la Nevada, que la quantité d'eau nécessaire au travail des minerais broyés à l'eau et passés aux pans est de 200 à 300 pieds cubiques par tonne de minerai ou de $1/3$ ou $1/2$ pied cube par flèche et par minute, cette quantité comprenant aussi bien l'eau employée dans la batterie que celle qui passe dans les pans qui lui font suite. On peut estimer qu'il faut environ $1/4$ de pied cube d'eau ou de 7 à 8 litres d'eau par flèche et par minute pour les batteries seulement.

L'admission de l'eau, son chauffage en hiver, sont effectués ainsi que nous l'avons expliqué dans le traitement des quartz aurifères.

Mode de travail des bocards. — Nous n'entrerons pas de nouveau dans le détail de la mise en marche et du mode d'alimentation et de travail des bocards pour minerais auro-argentifères, soit qu'ils broient à l'eau, soit qu'ils broient à sec, car dans la description du type actuel des moulins à or nous avons fait connaître toutes les particularités des différentes phases du travail, ainsi que les accidents possibles, phases et accidents qui se retrouvent dans le broyage des minerais dont nous nous occupons actuellement.

Mais, à l'encontre des moulins à or, dans lesquels l'amalgamation et la concentration de la pulpe se fait au sortir de la batterie, par un simple passage sur des plaques ou sur des appareils spéciaux au sortir desquels les tailings sont évacués comme stériles, on doit, dans les moulins dont nous décrivons le travail, faire subir à la matière broyée de nouvelles manipulations avant de l'envoyer aux appareils d'amalgamation.

Si le broyage a été fait à l'eau, on doit laisser la matière dans des *bacs de dépôt*; s'il a été exécuté à sec, ce qui n'a lieu que pour les minerais réfractaires, on doit passer au four de grillage ces minerais en poudre fine.

Nous examinerons en premier lieu la forme et la disposition que l'on donne aux bacs de dépôt.

Bacs de dépôt. — La pulpe, au sortir de la batterie et de la boîte d'éclaboussure (*splash-box*), se rend dans une conduite en bois inclinée qui l'amène aux bacs de dépôt.

Ces bacs sont d'ordinaire en bois et de forme rectangulaire; leur longueur étant de 9 pieds ($2^m, 70$), leur largeur de 5 pieds ($1^m, 50$) et leur profondeur de 3 pieds ($0^m, 90$).

On les distingue en bacs à *pulpe* et en bacs à *slimes*, d'après la finesse des éléments qui s'y déposent, chaque bac à pulpe ayant un bac à slime correspondant dans lequel son courant se décharge et se dépose en partie.

Dans quelques moulins, les bacs à slimes se déchargent dans un grand réservoir, où un certain dépôt s'effectue encore; dans d'autres, les slimes non déposés sont envoyés à la décharge du stérile.

Les bacs sont rangés en ligne, soit parallèlement, soit perpendiculairement à la ligne des bocards, suivant la configuration du terrain sur lequel est érigé le moulin.

Le courant de pulpe est envoyé dans l'un ou l'autre des bacs, depuis le sluice principal qui règne le long de la ligne, à l'aide de bouts de conduits en bois aboutissant à chacun des bacs et de vannes réglant l'admission du courant et le remplissage de chaque bac.

On s'arrange pour que plusieurs bacs soient remplis à la fois, de façon à ce que le dépôt s'effectue pendant que le déchargement s'opère. Lorsque le bac est à peu près rempli de sable ou de slimes on enlève l'excès d'eau avec des seaux ou à la pompe; puis, la pulpe, assez consistante pour être enlevée à la main et formant une boue liquide, est puisée avec un léger baquet de fer de 1 pied de diamètre emmanché au bout d'un tuyau en fer de 2^m,50 de longueur. On déverse cette boue sur un *plancher égoutteur* situé en arrière des *pans* où elle s'égoutte, la partie liquide s'écoulant dans des bacs à slimes. Le plancher relevé de 0^m,45 à 2^m,5 à 3 mètres de largeur et règne sur toute la longueur du moulin. Plus de 100 tonnes y sont accumulées dans quelques moulins.

La main-d'œuvre de déchargement des bacs et de chargement des pans est, ainsi qu'il est facile de le comprendre, assez considérable et l'on s'étonne que l'on n'ait pas modifié le dispositif des nouveaux moulins, en vue d'employer les caisses pointues (*Spitzkasten*) permettant la décharge directe des dépôts dans les pans, en profitant des dénivellations naturelles du terrain en pays de montagne pour établir ses appareils convenablement étagés, ou en relevant, au besoin, les boues liquides à l'aide d'appareils appropriés.

Il est vrai que la tendance actuelle paraît être l'adoption du système continu connu sous le nom de *Boss's process*, du nom de son inventeur, que nous aurons soin de décrire, et que ce système évite tout dépôt de matières au sortir des bocards.

Dans les usines anciennement établies, telles que le *Brunswick-mill* et le *Consolidated Virginia-mill*, on a le plus grand nombre de bacs possible : dans la première 17 bacs à sables et 13 bacs à slimes, dans la seconde 42 bacs à sables et autant de bacs à slimes pour un nombre de flèches respectivement de 30 et de 75.

b. PANS OU MOULINS A CUVES.

Destination et constitution générale des pans. — Les *pans* ou moulins à cuve sont destinés à recevoir la *pulpe* ou minerai finement broyé par les bocards pour achever la pulvérisation de cette pulpe à l'aide de surfaces broyantes s'usant d'une façon uniforme et faciles à remplacer, et surtout, pour produire les réactions chimiques nécessaires à l'amalgamation, à l'aide des réactifs ajoutés et du mercure que le mouvement de la machine doit diviser en parcelles extrêmement ténues.

Cette destination explique l'uniformité de constitution générale malgré la variété des détails que comportent les divers modèles de machines inventées ou restées en usage aux États-Unis : une cuve munie d'un fond fixe garni de dcs (*dies*) en fonte, une meule tournante (*muller*) également en fonte garnie de sabots (*shoes*) pouvant se lever ou s'abaisser à volonté, tels sont les éléments

qui concourent au broyage; une ouverture centrale dans le *muller*, des rainures ménagées dans les *dies* et les *shoes* permettent la circulation constante du minerai amené à l'état de *pulpe* par une addition d'eau convenable.

La masse fluide en mouvement prend une forme concave en s'élevant le long des parois vers lesquelles elle est projetée après son passage sous la meule pour revenir vers le centre et effectuer ainsi une circulation continue. Des ailettes en forme de soc renversé fixées sur les parois de la cuve empêchent le courant de s'élever trop haut et, par leur choc, le retournent vers le centre.

Si l'on ajoute à ces conditions la nécessité de porter à une certaine température la masse soumise aux réactions chimiques, on aura l'ensemble des dispositifs qui concourent à remplir le but que l'on se propose dans le travail de cette machine dont nous allons étudier en détail les divers éléments.

Cuve et meule dormante. — La cuve était à l'origine entièrement en fonte venue d'une seule pièce; aujourd'hui le fond seul est en fonte et les parois sont construites en douves de bois s'appuyant sur une bague venue de fonte avec le fond. La meule dormante est toujours formée par un assemblage de dés (*dies*) en fonte reposant sur le fond horizontal ou quelquefois conique de la cuve. Cette dernière disposition était en grande faveur à l'origine et l'on y trouvait une certaine économie de force motrice, mais on a reconnu que le fond plat, mieux adapté au broyage, donnait un travail plus rapide, et cette dernière forme est actuellement la seule employée.

Meule tournante (*muller*). — Dans sa plus simple expression le *muller* est un disque plat relié à un cône central dont la surface est plus ou moins percée d'ouvertures de formes variables. Ce cône est suspendu, et du mode de suspension dépend la facilité avec laquelle le *muller* peut être élevé ou abaissé pour effectuer ou pour prévenir le broyage, ou même peut être enlevé complètement en vue de le nettoyer ou de remplacer les dés et les sabots. Le nombre des sabots (*shoes*) fixés sous le *muller* varie de 4 à 12. Nous donnerons leur mode d'attache, leur forme et leur poids dans la spécification des divers types en usage.

Mode de chauffage. — Quelques *pans* ont un double fond destiné à l'introduction de la vapeur. On en a même construit dont la cuve était à enveloppe de vapeur (*Jacketed*), mais ce dispositif plus coûteux est rarement employé. On obtient plus souvent l'élévation de la température de la pulpe à 200° Fahrenheit (93° centigrades), température reconnue la plus favorable aux réactions, en introduisant simplement la vapeur dans la masse liquide à l'aide d'un tuyau qui descend jusqu'à 0^m,12 à 0^m,15 du fond.

Le faux fond permet l'emploi de la vapeur d'échappement des machines de l'usine qui ne peut être envoyée directement dans la *pulpe* pour la réchauffer, à cause des graisses ou huiles entraînées qui sont très nuisibles à l'amalgamation. Néanmoins, malgré l'économie réalisée par l'emploi des vapeurs perdues, on préfère l'usage de la vapeur directe tant à cause de la simplification de l'appareil que de l'avantage obtenu par une élévation de température beaucoup plus rapide.

Les pans sont d'habitude recouverts avec un couvercle en bois ou en fonte et la vapeur introduite par un tuyau de caoutchouc passant dans une ouverture ménagée dans le couvercle. On amène ainsi la pulpe presque à son point d'ébullition, et la température se conserve après que la vapeur a été enlevée, par suite des réactions qui prennent place dans l'opération.

Dans le système des pans à double fond on combine l'admission de vapeur d'échappement dans le faux fond et celle de vapeur directement prise sur le bouilleur pour hâter l'élévation de la température. Les établissements sont situés aux États-Unis dans des régions à climat rigoureux et les bouilleurs dans lesquels on produit la vapeur de chauffage des pans sont utilisés en hiver pour le chauffage de l'eau employée et le chauffage des bâtiments eux-mêmes.

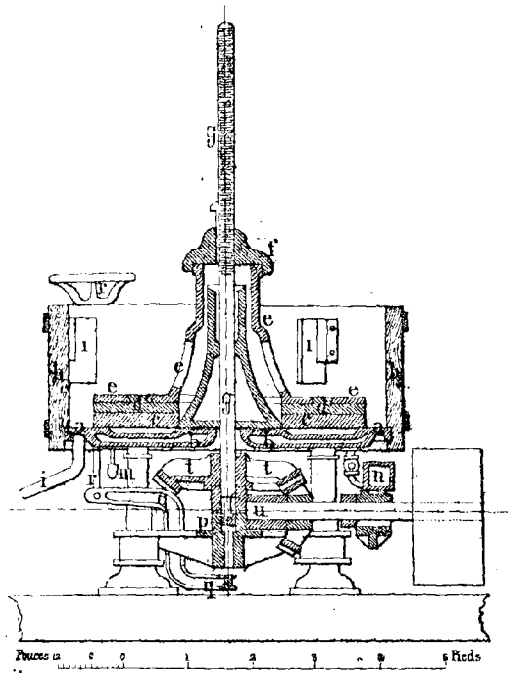


Fig. 8.

Nous choisirons, pour décrire les détails de construction des divers types de pans, ceux qui sont en usage dans le Colorado, la Nevada ou la Californie, nous bornant à faire observer que la tendance actuelle paraît être tournée vers la simplification de cette machine, qui au début de son emploi avait donné lieu à une innombrable quantité de brevets portant sur de simples modifications dans la forme ou l'arrangement des divers organes.

Nous devons même faire observer que l'on réduit de plus en plus le rôle de cet appareil que l'on s'était d'abord attaché à rendre très effectif au point de vue du broyage, car il est maintenant passé en principe que le broyage doit

être poussé le plus loin possible avant l'admission de la pulpe dans les pans.

Le poids total d'un pan de la dimension ordinaire de 5 pieds (1^m,50) de diamètre varie de 6 500 à 7 000 livres (3 000 à 3 200 kilogrammes) suivant que sa cuve est en bois ou en fonte. Pour le rendre transportable en pays de montagnes, on le construit quelquefois en sections assemblées sur place.

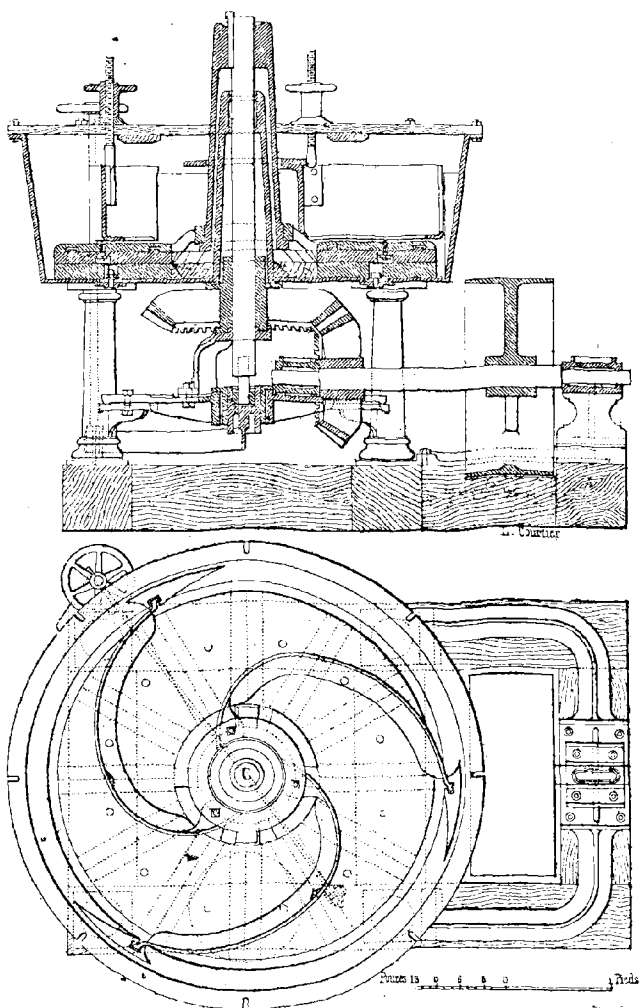


Fig. 9.

Pan de Wheeler. — Le pan de Wheeler (fig. 8) est l'un des plus anciens, car son introduction date de 1860. Il a un diamètre habituel de 5 pieds (1^m,50). Son fond est plat avec un double fond à vapeur, *b*. Les côtés de la cuve sont en bois ou en fonte brute. Les dés, *c*, sont assujettis au fond par des queues d'aronde qui s'ajustent dans des alvéoles (*sockets*). Le *muller*, *e*, est

conduit par un arbre vertical, *g*, qui passe à travers un cône dans le centre du pan. A sa partie supérieure un pas de vis est entaillé dans le but d'élever le *muller*; lorsque le *pan* doit être nettoyé il est arrêté à la hauteur voulue par une clef s'ajustant dans une rainure de la noix, *f*.

Les sabots sont attachés au *muller* par des queues d'aronde et des alvéoles et la distance entre les dés et les sabots est réglée par la roue à main, *r*, qui élève ou abaisse le *bloc*, *p*, sur lequel repose l'axe du *pan*.

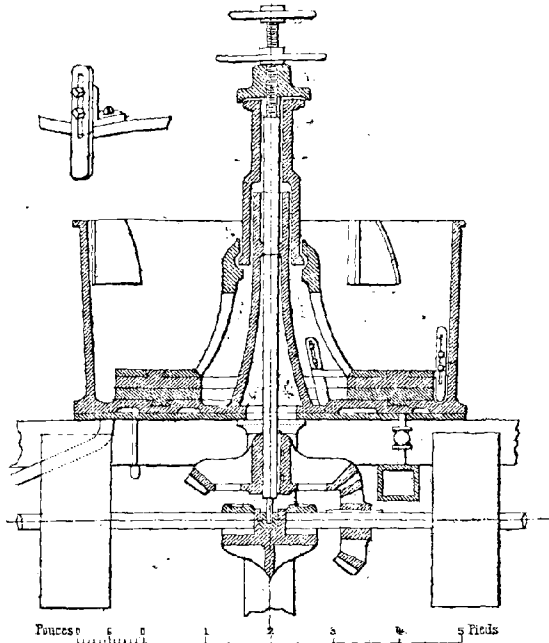


Fig. 10.

Sur les côtés de la cuve sont fixées des plaques de cuivre amalgamées, en forme d'ailettes, dont l'objet est de rompre constamment le courant ascendant de la pulpe et de recueillir une certaine quantité d'amalgame.

Le mouvement est communiqué au *muller* par une roue d'angle et l'arrêt ou la mise en marche est déterminée par une roue à main attachée au levier *g*.

Ce type est caractérisé par le dispositif employé pour élever le *muller* et aussi par la grande distance qui sépare ce dernier des parois de la cuve.

Pan de Varney. — Après avoir été l'un des plus universellement adoptés, le pan de Varney (fig. 9) a vu décroître sa faveur. Il présente le même genre de suspension que les pans de Horn et de Patton ci-dessous décrits. La cuve est en fonte et à double fond.

Le *muller* est d'une seule pièce avec sabots boulonnés au fond; il n'est pas, par conséquent, aussi facile de procéder au changement de ces pièces soumises

à l'usure que dans les pans où elles sont simplement ajustées à queue d'aronde dans de simples cavités.

Pan de Horn. — Le pan de Horn (fig. 10) a une cuve en fonte et un fond plat comme le Wheeler; il a aussi une *chaubre* à vapeur formée par l'intervalle existant entre la plaque, sur laquelle le pan proprement dit est boulonné, et les nervures ménagées sur le fond pour l'encastrement des *dies*. Ces derniers ainsi que les *shoes* du muller sont fixés de la même façon que dans le pan de Wheeler. Le *muller* n'est pas claveté sur l'arbre moteur, mais il est pris par des rainures de façon à être entraîné dans le sens du mouvement de l'arbre, tandis qu'il reste libre dans l'autre sens.

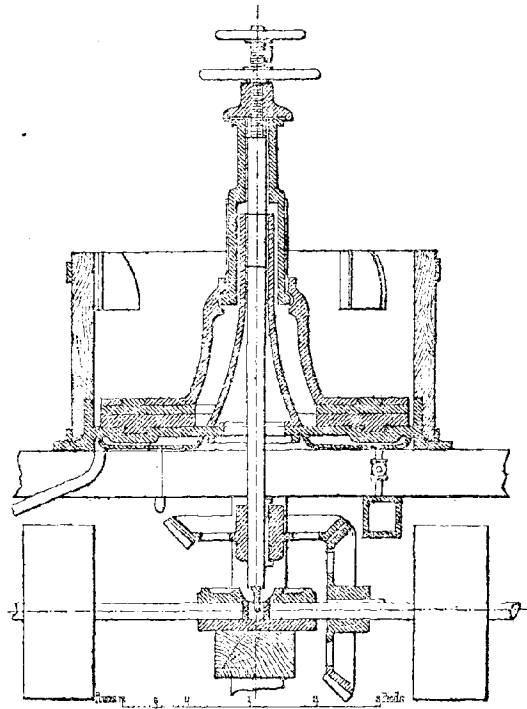


Fig. 11.

L'intervalle entre les dés et les sabots est réglé et maintenu par deux roues à main à la tête de l'arbre. Sur la circonférence intérieure du fond il existe une rainure dans laquelle on introduit une raclette, (*scraper*) fixée au muller ainsi que l'indique le croquis. Une autre raclette est aussi attachée à l'intérieur du muller.

La forme des ailettes (*wings*) est différente de celle du Wheeler.

Un *yoke* ou sommier est attaché au fond du pan et supporte les engrenages de l'arbre horizontal et de l'arbre vertical.

Pan de Patton. — Le pan de Patton (fig. 11) est une combinaison du Wheeler et du Horn. Le double fond à vapeur diffère un peu.

La cuve est en bois et les douves sont supportées par un rebord de même hauteur que le muller. Les *shoes* et les *dies* sont fixés comme dans le Horn. Les moyens de réglage et de mise en mouvement sont les mêmes. Il a les mêmes ailettes, mais pas de raclettes. Les coussinets pour les roues et l'arbre horizontal sont posés sur un madrier au-dessous du bâti.

Combinaison-pan. — Le pan ainsi nommé, représenté figure 12, est une combinaison du Wheeler et du Patton avec certains perfectionnements qui ont rendu son usage presque général.

La cuve est entièrement en fonte lorsqu'il est destiné à traiter des minerais

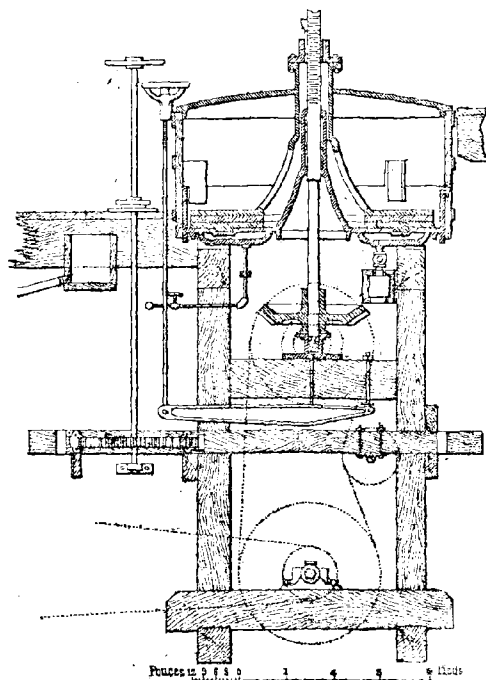


Fig. 12.

free-milling; on la construit en bois lorsqu'on doit y passer des minerais grillés. Dans ce dernier cas on garnit ordinairement la cuve à l'intérieur avec des plaques de cuivre de 0^m,005 d'épaisseur et de 0^m,15 de hauteur placées au-dessus du rebord en fonte sur lequel sont tenues les douves en bois. Les ailettes sont aussi des plaques de cuivre sur lesquelles se dépose, en partie, l'amalgame.

L'un des avantages de ce pan est que le *muller* n'est pas fixé d'une manière invariable à la tige et que les sabots et les dés sont également encastrés dans

des alvéoles et ne sont maintenus en position que par le mouvement propre du *muller*, en renversant ce mouvement ces parties mobiles deviennent libres et peuvent, quand cela est nécessaire, être enlevées à l'aide d'un levier. Les ailettes sont également fixées dans la cuve, lorsque cette dernière est métallique, à l'aide d'un encastrement à queue d'aronde.

Le *muller* est fixé à la tige au moyen d'une clef introduite dans les spires de la vis; en enlevant cette clef et faisant tourner le *muller* sur la tige on peut facilement l'élever ou l'abaisser à toute hauteur.

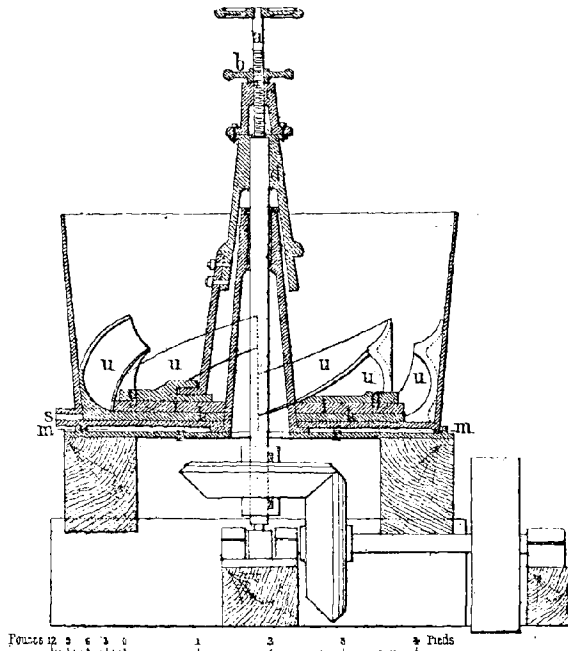


Fig. 13.

Pan de Stevenson. — Le pan de Stevenson (fig. 13), l'un des plus récemment introduits, est considéré comme l'un des meilleurs dont on fasse actuellement usage. Les dispositions mécaniques sont plus simples que dans le pan précédent et le courant de la pulpe à travers les organes de broyage paraît plus parfait à cause des panneaux à double courbure, *u*, qui déterminent le mouvement ascendant de la masse fluide et sa retombée vers le centre. Ce dispositif permet d'augmenter la charge usuelle de l'appareil qui peut être portée à 3 500 livres (1 600 kilogr. environ).

Ce pan a un double fond et son mode de suspension est analogue à celui du Horn et du Patton. Le *muller*, *g*, est attaché au *driver*, *h*, qui est claveté sur l'arbre, par 4 oreilles, *e*, de façon que l'espace entre le *driver* et le cône du *muller* soit entièrement libre.

Les six *shoes*, *z*, pèsent chacun 100 livres (45 kilogrammes) et les 8 dés, *k*, chacun 85 livres (38^k,5). La vue perspective (fig. 13 bis) indique leur mode

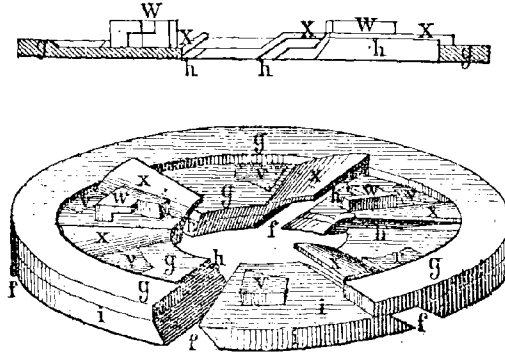


Fig. 13 bis.

d'emboîtement. Le poids total de la machine est de 6500 livres (3 tonnes environ).

Pan de Fraser et Chalmers. — Les constructeurs Fraser et Chalmers, de Chicago, dont nous avons déjà eu l'occasion de parler, ont simplifié encore la construction des pans.

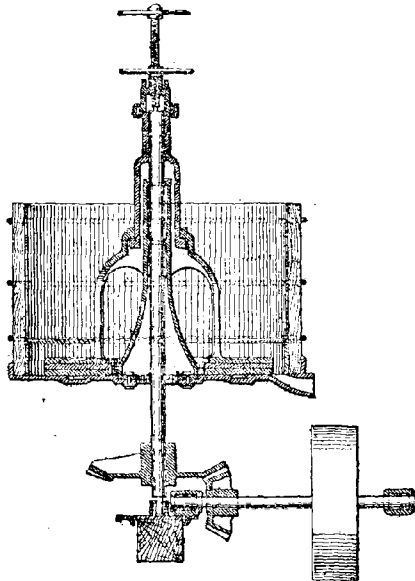


Fig. 14.

La figure 14 ci-dessus donne le croquis de ceux qui sont fournis actuellement aux moulins d'amalgamation.

Pan spécial au Boss's process. — Le procédé continu d'amalgamation récemment introduit aux États-Unis et connu sous le nom de *Boss's process*, du nom de son inventeur, exige quelques modifications de construction pour permettre le passage continu de la pulpe broyée à travers une série de pans.

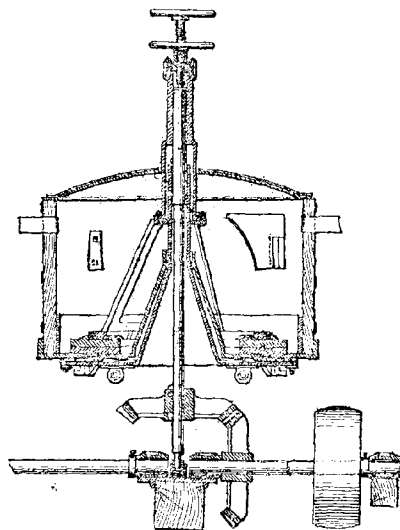


Fig. 15.

La figure 15 ci-dessus donne l'arrangement adopté par les constructeurs Fraser et Chalmers.

Dispositifs accessoires des pans. — Quel que soit le type de pan adopté, il est actuellement d'usage, dans la construction des moulins, de ménager dans la charpente une petite voie aérienne de chemin de fer de 0^m,30 sur laquelle circule un chariot permettant d'enlever à l'aide d'une chaîne de *Weston*, les couvercles des pans, ou les *mullers* eux-mêmes, et de transporter en un point quelconque du moulin ces lourdes pièces ou de les laisser suspendues. On évite ainsi les accidents qui se produisaient fréquemment lorsqu'on faisait usage de palans ordinaires. Le nettoyage des pans, le changement des pièces mobiles et les réparations sont grandement simplifiés par ce dispositif.

b'. MODE DE TRAVAIL DES PANS

Addition d'eau. — Avant de charger le minerai on introduit dans le pan une quantité d'eau suffisante pour couvrir le *muller*. Si le pan est ouvert, on admet l'eau par un branchement correspondant de la conduite principale qui règne le long de la rangée des pans. Si ces derniers sont couverts, l'eau

est introduite à l'aide d'un bout de tuyau de caoutchouc partant de la conduite et aboutissant à une ouverture ménagée dans le couvercle ayant 0^m,25 environ de largeur, par laquelle on charge également le minerai.

Poids de la charge. — La charge de minerai déjà broyé varie pour chaque pan de 800 à 4 500 livres (0^t,365 à 2^t,450) suivant la capacité du pan et la nature du minerai. La charge exceptionnelle de 4 500 livres correspond à des pans de très grandes dimensions dans lesquels on effectue à nouveau le traitement des tailings.

Les chiffres suivants indiquent les variations du poids traité dans chacune des charges dans diverses localités : au *California mill* (*Virginia-City*), avec le *Combination-pan* la charge est de 3 600 livres (1^t,635) ; à *Eureka mill* (*Nevada*) avec le *Wheeler pan*, elle est de 3 200 livres (1^t,450) ; au *Brunswick mill* (*Carson-City*), avec le *Horn pan*, 2 600 livres (1^t,180) ; au *Stewart's mill* (*Georgetown, Colorado*), avec le *Varney pan*, 1 100 livres (0^t,900) ; au *Judd and Crosby's mill* (*Georgetown*), avec le *Combination-pan*, 2 800 livres (1^t,270) ; au *Nederland mill* (*Colorado*), la charge est seulement de 850 livres (0^t,385).

Chargement et mise en marche. — La charge de minerai amenée sur le plancher en face du pan est quelquefois pelletée à la main ; le plus souvent le wagonnet contenant l'équivalent d'une charge, amené au-dessus du pan, décharge son contenu par l'intermédiaire d'une ouverture ménagée dans le couvercle.

La charge de minerai et d'eau primitivement ajoutée remplit la cuve environ à moitié.

La charge s'effectue toujours en faisant tourner le *muller* à raison de 60 à 90 tours suivant la nature du minerai et la consistance que l'on entend donner à la *pulpe*. Sans cette précaution, et si le *muller* était laissé au repos, on risquerait de briser un des organes ou de ne pouvoir mettre en marche.

Dans quelques moulins on relève le *muller* dans la période de chargement, de manière à laisser entre les *shoes* et les *dies* un intervalle de 1 à 2 centimètres ; dans d'autres, les parties broyantes sont laissées au contact. Dans tous les cas ce contact est établi au bout d'un certain temps pour amener la pulpe à un état de finesse et de fluidité convenable.

Introduction de la vapeur. — Ainsi que nous l'avons fait observer, la vapeur est introduite soit dans le faux-fond, soit dans la masse elle-même, soit des deux façons à la fois, de manière à porter le plus rapidement possible la masse à une température variant de 160° à 200° Fahrenheit (71° à 93° centigrades). Lorsque le degré requis a été atteint, on ferme l'arrivée de vapeur et la température se maintient par suite de l'action de broyage et des réactions chimiques ultérieures.

Introduction du mercure. — On ne doit introduire le mercure dans le pan que lorsque la pulpe a atteint le degré de finesse convenable, degré que l'on reconnaît par l'impression qu'elle cause en la pressant entre le pouce et

l'index et qui est ordinairement obtenu au bout d'une heure ou d'une heure et demie de travail. Si on introduit le mercure tout d'abord, on s'expose à le réduire en *farine*, dans la période de broyage (*grinding*), résultat qu'il faut s'attacher à éviter, puisque sous cet état le mercure ne se rassemble pas. En outre, ainsi qu'on le constate facilement lorsqu'on opère une amalgamation en petit dans un mortier et à l'aide d'un pilon, il existe une corrélation, variable avec la nature du minerai, entre le degré de fluidité de la matière et la facilité avec laquelle le mercure se réduit en gouttelettes imperceptibles répandues uniformément dans la masse. Si bien que si la matière est trop liquide, le mercure ne se divise pas, et que si elle est trop sèche, il se rassemble de nouveau. C'est ordinairement à la *consistance du miel* que la facilité de division du mercure atteint son maximum, et cette consistance n'est atteinte que progressivement et à mesure que la matière s'épaissit par suite d'un broyage plus parfait.

En vue de s'assurer de l'exacte condition de la pulpe, on en prélève de temps en temps des prises d'essais attentivement examinées. On doit constater une diffusion complète, diffusion obtenue par l'effet du passage continu entre les *shoes* et les *dies* du courant de la pulpe entraînant le mercure divisé. La production du courant le plus effectif est le point de mire de toutes les inventions de pans, et de là sont venues les innombrables formes de *shoes*, de *dies*, de rainures, etc., que l'on constate dans les divers types et auxquelles on a peut-être prêté une trop grande importance, la consistance convenable de la pulpe devant entraîner la division et le contact intime toutes les fois que le mouvement circulaire de la pulpe est bien établi.

Quantité de mercure. — Nous ne pouvons citer de loi régulière pour la quantité de mercure à ajouter pour chaque charge de minerai; la richesse et la nature du minerai traité doivent faire varier cette proportion qui n'est, en définitive, déterminée que par l'expérience.

Pour fixer les idées, nous dirons que le poids de mercure varie de 5 à 25 pour 100 du poids de la charge. Au *California mill*, pour la charge déjà citée de 3 600 livres on ajoute 350 livres de mercure; à l'*Eureka mill*, pour 3 200 liv. de charge on ajoute 200 livres de mercure pour un minerai donnant à l'essai une valeur de 75 \$ la tonne et 160 livres pour un minerai donnant 50 \$, dans laquelle les trois quarts reviennent à l'or et le quart à l'argent contenus.

Cette quantité de mercure était primitivement vidée dans le pan des *flasques* en fer dans lesquels ce métal est usuellement contenu; nous ferons ressortir les inconvénients de cette méthode en décrivant les dispositifs adoptés pour le mouvement de cette matière. On cherche à diviser le mercure au sortir du tuyau qui l'amène au-dessus du pan, en divisant le jet soit avec une passoire, soit en le forçant à travers une toile.

Amalgame de sodium. — Une petite quantité de sodium ou d'amalgame de sodium est, dans quelques cas, ajoutée au mercure pour activer son action. Cette pratique, qui a joui d'une certaine faveur, est maintenant presque partout abandonnée, car il ne paraît ressortir aucun avantage spécial de cet

emploi, excepté dans le cas où la présence de bioxyde de manganèse dans le minerai tend à réduire le mercure en farine, l'amalgame de sodium ayant pour résultat d'empêcher cet état spécial de mercure.

Réactifs chimiques. — L'idée d'ajouter des réactifs chimiques au minerai pour aider à l'amalgamation tire évidemment son origine du *procédé du patio* que les Américains du Nord trouvèrent installé au Colorado après la cession aux États-Unis de ce territoire appartenant autrefois au Mexique. Mais sans se rendre un compte exact des réactions utilisées dans l'ancienne méthode et désireux de donner un cachet d'originalité à son procédé, chaque inventeur employa les matières les plus hétérogènes et sous le nom de *Doctor's stuff*, des dissolutions de sauge, du jus de tabac, de l'urine, etc., et toutes les matières dont le charlatanisme et l'ignorance pouvaient suggérer l'emploi furent successivement essayées.

Aujourd'hui on se rend parfaitement compte des réactions qui se passent dans le travail du pan, réactions dont nous avons donné (p. 5) les formules, et qui doivent avoir pour effet, d'une part, la production du bichlorure de cuivre, agent actif de l'attaque des métaux précieux, et de l'autre le maintien du mercure à l'état propre (*clean*) ou sa revivification constante si l'attaque de ce métal se produit soit par les réactifs, soit par quelques-unes des parties constituantes du minerai soumis à l'amalgamation.

Ces divers effets sont produits par les réactifs en petit nombre actuellement employés et qui sont : le sel marin, le sulfate de cuivre (*blue stone*), d'une part, et de l'autre, le cyanure de potassium, la lessive de carbonate de soude (*brine*), le nitre, la chaux et l'acide sulfurique.

Le mélange de sel et de sulfate de cuivre n'est qu'un moyen pratique d'incorporer du bichlorure de cuivre, puisque ce dernier sel se produit par la réaction des deux premiers, et le jour n'est peut-être pas éloigné où le *bichlorure de cuivre*, qui n'est pas à l'heure actuelle de fabrication courante dans l'industrie, viendra remplacer le sulfate, de même que ce dernier s'est substitué au *magistral* d'autrefois¹.

Le sel marin en excès a pour effet de tenir en dissolution le chlorure d'argent formé.

Le cyanure de potassium, le nitre, ont surtout pour effet de nettoyer le mercure; la chaux et l'acide sulfurique donnent le moyen de neutraliser ou d'acidifier la pulpe suivant qu'il est besoin de modérer ou d'accélérer les réactions.

Les réactifs chimiques sont quelquefois introduits dans le pan en même temps que le minerai et avant l'introduction du mercure, lorsque le minerai est très *réfractaire* et qu'il est nécessaire de produire des changements chimiques dans sa constitution. Lorsque leur objet principal est de tenir le mercure clair et propre et accidentellement seulement d'effectuer une légère décompo-

1. Un nouveau procédé de traitement par voie humide des minerais de cuivre à gangue argileuse, de mon invention, donne comme produit accessoire le sel de cuivre à l'état de chlorure, (E. Cumenge.)

sition dans le minerai, comme dans les minerais *free-milling*, on les ajoute en même temps que le mercure.

Chaque usine a, d'ailleurs, son mode de procéder et son dosage spécial, suivant les résultats que la pratique a consacrés.

Ainsi que nous l'avons déjà fait observer, il ne faut pas oublier que la constitution de l'appareil et son mode de travail introduisent un élément spécial, le fer, produit par l'usure des *shoes* et des *dies* et par l'attaque des réactifs sur toutes les parties métalliques corrodées par les réactifs et que ce métal intervient dans les réactions.

L'expérience a prouvé que le double effet de l'usure et de la corrosion peut s'élever à 4 ou 5 kilogrammes de fer métallique introduit dans la masse par tonne de minerai, indépendamment du fer provenant de l'usure des organes de la batterie que l'on évalue de 0^k,100 à 1^k,400 par tonne de minerai broyé. On ne se borne pas quelquefois à profiter de la présence de ce fer métallique, et, dans quelques cas, on ajoute de 4^k,500 à 9 kilogrammes de tournure de fer à la charge. On emploie, aussi parfois, et dans le même but, du zinc en grenaille.

L'effet du métal réactif, quel qu'il soit, est surtout de décomposer les chlorures de mercure et d'argent produits, diminuant ainsi les pertes en mercure et *libérant* l'argent des composés pour permettre son amalgamation.

Le sel est généralement ajouté en même temps que le minerai, et le sulfate de cuivre est introduit lorsque le pan est porté à sa plus haute température.

Le sel en lui-même peut attaquer certains composés d'argent, mais c'est surtout l'action du chlorure de cuivre qui tend à chlorurer les métaux précieux.

Le bichlorure aussi bien que le protochlorure de cuivre partiellement produit par la réaction du fer sur le bichlorure agissent sur la blende et la galène existant dans le minerai et empêchent le zinc et le plomb de passer dans l'amalgame.

Le cyanure de potassium, dont l'usage, en Amérique, est considéré seulement comme un moyen de nettoyer le mercure, pourrait, peut-être, prendre une plus large place dans la liste des réactifs chimiques usuels. Les récentes expériences tentées en Angleterre, sur lesquelles nous reviendrons en parlant des nouveaux procédés de *lixiviation* montrent, en effet, que les cyanures dissolvent, au moins en grande partie, l'or et l'argent combinés ou interposés dans les espèces minérales rebelles à l'amalgamation, sans attaquer les sulfures, arsénio-sulfures, antimonio-sulfures des bas-métaux qui constituent ces espèces minérales.

Quantité de réactifs chimiques employés. — La nature du minerai et sa richesse font nécessairement varier la quantité de réactifs chimiques ajoutés.

Pour montrer dans quelles limites les chiffres peuvent osciller, nous reprendrons les données déjà citées pour le mercure dans différents moulins et rassemblerons dans le tableau suivant le poids des divers éléments de la charge.

DÉSIGNATION DES USINES	LOCALITÉS	TYPE DE PAN EN USAGE	POIDS de LA CHARGE de minerai	POIDS DE MERCURE ajouté par charge	N ^{os} D'ORDRE DES NOTES
California	Virginia-City	Combination pan	1T, 635	159 kilogr.	(1)
Eureka	Nevada	Wheeler	1T, 450	70 à 90 kilogr.	(2)
Brunswick	Corson-City	Horn	1T, 180	163 kilogr.	(3)
Stewart	Georgetown	Varney	0T, 900	1 livre p ^r once d'arg ^t	(4)
Judd et Crosby	Id.	Combination	1T, 270	113 kilogr.	(5)
Nederland	Colorado	Id.	0T, 385	68 —	(6)
Consolidated Virginia . .	Nevada	»	»	»	»

Nature et poids relatifs des réactifs ajoutés par charge.

(1) 5^{rs},45 à 11 kilogr. de sel et 1^{re},715 à 3^{rs},450 de sulfate de cuivre.
(2) 0^{re},500 de sulfate de cuivre.
(3) Une poignée de sel et une cuillerée de sulfate de cuivre.
(4) Une pinte et demie d'une solution saturée avec 52 livres de sulfate de cuivre, 6 livres de carbonate de soude et 4 livres de nitre.
(5) 5 à 10 pour 100 de sel pour un minerai de 60 ou de 200 onces.
(6) 1 gallon d'eau de chaux et de l'acide sulfurique si la chaux a été ajoutée en excès.

Lorsque des minerais d'or contenant du tellure sont mêlés au minerai d'argent, on ajoute quelquefois du nitrate de mercure dans la proportion de 14 onces par 100 livres de minerai.

Le degré moyen de finesse du *bullion*, produit dans les circonstances les plus favorables ayant été une fois établi, la quantité de produits chimiques à ajouter est déterminée dans chaque usine par tâtonnement, et d'après l'augmentation ou la diminution de la finesse du *bullion*.

Durée du broyage au pan. — La durée totale d'une opération pour l'élaboration d'une charge est assez variable. La période de broyage proprement dit varie de 2 à 4 heures, suivant qu'il s'agit de *free-milling ores* ou de *refractory ores*, pour lesquels le grillage chlorurant préalable n'a pas été suffisamment efficace, et qu'on trouve plus économique de réduire dans le pan que de griller à nouveau.

La période d'élaboration chimique et d'amalgamation, pendant lesquelles le *muller* est souvent relevé de 0^m,01 de façon à prévenir le *flouring* du mercure, varie de 4 heures à 6 heures.

La durée totale du traitement dans le pan est ordinairement de 4 à 6 heures qu'on pousse quelquefois jusqu'à 8 heures. L'expérience a prouvé qu'au delà de cette limite on ne gagne que fort peu dans le rendement, et qu'il est plus profitable de sacrifier un léger pourcentage dans le gain, dans le but de travailler par jour un plus grand nombre de tonnes dans un moulin déterminé. Dans les conditions usuelles de composition et de teneur de minerai, on a constaté, en effet, qu'après une heure de travail avec le mercure, la quantité d'argent amalgamé était de 74 pour 100 environ, pour s'élever à raison de 2 pour 100 en plus environ par heure jusqu'à 81 pour 100, limite qui n'était guère dépassée après cet intervalle.

Déchargement du pan. — Un quart d'heure avant de procéder au déchargement du pan, on réduit ordinairement à 40 tours par minute la vitesse du muller, et on introduit de l'eau dans la cuve, de manière à la remplir presque entièrement. Cette addition a pour but non seulement de refroidir la *pulpe*, mais aussi de permettre un certain *rassemblement* du mercure, tenant l'amalgame en suspension.

Dans quelques moulins, avant d'envoyer la pulpe diluée aux *settlers*, le mercure rassemblé est reçu dans une boîte ou dans un seau en fer, au moyen d'un tuyau en caoutchouc attaché d'une manière permanente au bout du tuyau venu de fonte avec le fond du pan, le tuyau de caoutchouc étant resté relevé le long des parois pendant le travail. Cela fait, on laisse couler la pulpe dans le *settler* en continuant l'arrivée d'eau claire dans la cuve du pan. La vidange demande, de cette façon, environ 10 minutes. Quelquefois, il existe une boîte de décharge reliée au fond du pan, dans laquelle le mercure se rassemble naturellement. Dans d'autres moulins, le mercure et la pulpe diluée sont écoulés ensemble dans le *settler*. Généralement les contenus de 2 pans se déchargent ensemble dans le même *settler*. Le canal ou *sluice* de décharge court sous le plancher de l'atelier jusqu'au *settler*.

Il reste toujours dans le pan une notable quantité de mercure qu'on y laisse séjourner sans inconvénient d'une opération à l'autre, si le minerai n'est pas de nature à *salir* le mercure, auquel cas on doit à l'aide de jets d'eau s'efforcer de le bien nettoyer et de l'entraîner autant que possible à l'extérieur.

La quantité d'eau envoyée dans le pan pour la dilution de la pulpe et le lavage est d'environ 16 litres par minute.

Nettoyage du pan (*Clean-up*). — Une certaine quantité d'amalgame reste attachée aux parois de la cuve et du muller, ainsi qu'aux *shoes* et aux *dies*, et le nettoyage s'en fait à des intervalles plus ou moins éloignés, tous les 15 jours ou tous les mois, par exemple, ou lorsque les pièces mobiles s'usent rapidement et qu'il est nécessaire de les remplacer.

Toutes les parties du pan sont alors examinées et raclées pour en détacher l'amalgame durci qui y adhère. Dans ce but on dégage le muller et on l'enlève, suivant le mode de construction, soit à l'aide de la vis de la tête de l'arbre, comme dans le *Wheeler* et le *Combination-pan*, soit par un palan ou une chaîne à chariot comme dans les autres types; on le laisse suspendu ou on le dépose sur le sol pour en nettoyer toutes les parties. On opère de même lorsqu'il s'agit de remplacer les *shoes* et les *dies* usés. Ces derniers doivent être soigneusement raclés et lavés avant d'être mis au rebut.

Main-d'œuvre requise. — La main-d'œuvre requise pour le travail aux pans est relativement peu considérable; ainsi, pour un moulin comprenant 4 pans et 2 *settlers*, comme le *Judd and crosby's mill*, 2 ouvriers, indépendamment du chef amalgamateur et de son aide, par postes de 12 heures, exécutent toutes les manipulations; à l'*Eureka mill* 6 ouvriers par postes de 12 heures suffisent au service de 26 pans. Nous citerons enfin le *California mill*, qui a 40 pans en activité sur le minerai et 4 sur les *tailings*, et dans

lequel par 24 heures on emploie 6 amalgamateurs, 20 pelleteurs, 2 ouvriers aux réparations des pans et 2 ouvriers au travail de l'amalgame.

Arrêts et usure. — On n'arrête les pans, en dehors des nettoyages et des remplacements de pièces mobiles, que par manque de minerai, une charge nouvelle étant introduite aussitôt que le déchargement de la précédente est effectué.

Suivant la dureté de la nature de la gangue du minerai, les parties frottantes du pan s'usent avec plus ou moins de rapidité; les sabots et les dès durent de un à cinq mois.

Le faux fond du pan s'use au bout d'un an; les côtés durent plus longtemps, et l'on compte que la machine doit être renouvelée en entier au bout de trois ans.

C. APPAREILS DE DÉPOTS. SETTLERS ET AGITATEURS.

Description de l'appareil. — Le *settler* est une cuve circulaire dont le fond est en fonte et les parois en bois ou en tôle; on lui donne généralement 9 pieds (2^m,70) de diamètre et 3 pieds (0^m,90) de hauteur. Comme le pan,

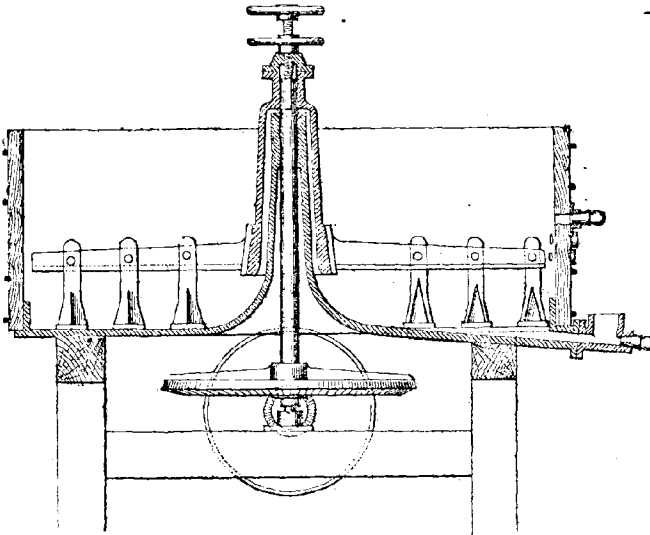


Fig. 16.

il présente une partie centrale mobile, formée de 4 bras boulonnés sur le cône moteur. A chaque bras sont attachés des *shoes*; ces *shoes* sont tantôt en bois en forme de socs de charrue qui labourent le dépôt à mesure qu'il se forme, tantôt simplement plats, comme le montrent les figures 16 et 17, et, par l'agitation qu'ils produisent, maintiennent la pulpe diluée en suspension et

favorisent le dépôt et le rassemblement des particules de mercure et d'amalgame.

Dans le fond du settler règne une rainure de 0^m,075 de largeur partant du centre et aboutissant à la circonférence; cette rainure inclinée a 0^m,05 de profondeur à la circonférence, et elle communique par un tuyau de 0^m,057 avec un récipient boulonné sur le fond de la paroi qui est destiné à recevoir le mercure et l'amalgame que son poids spécifique et la pression de l'eau y feraient pénétrer, si d'ailleurs le fond du settler n'était incliné en tous sens vers ce récipient.

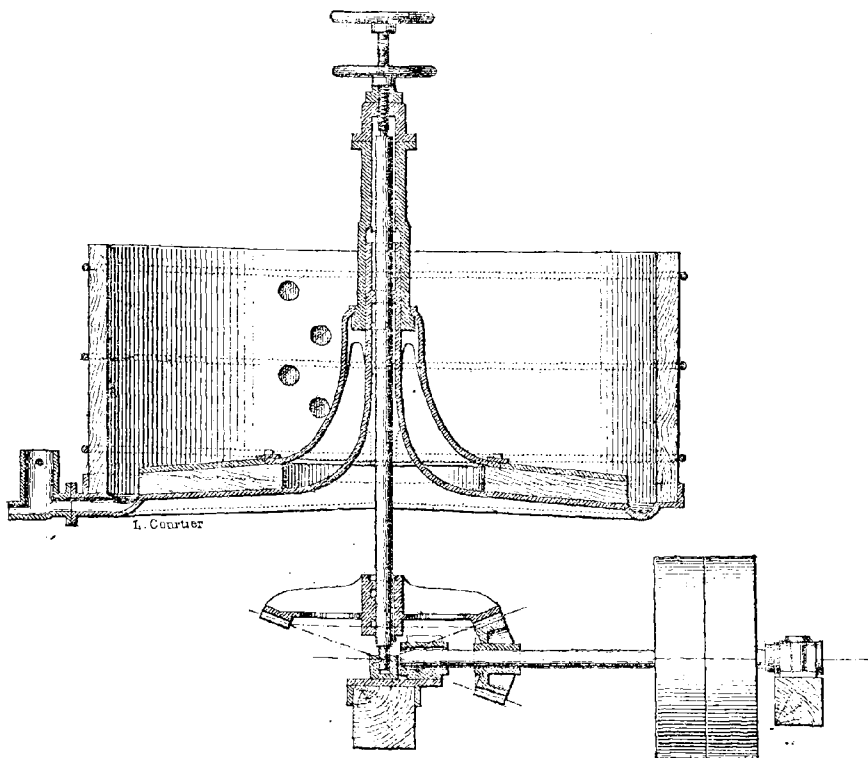


Fig. 17.

Dans quelques-uns des settlers modernes il n'existe pas de récipient à mercure extérieur, mais seulement une légère dépression à l'intérieur du settler vers laquelle le fond s'incline dans toutes les directions. Dans cette dépression on place un siphon à travers lequel le mercure se décharge à mesure qu'il se rassemble.

Trois orifices de décharge placés en hélice sur la paroi sont bouchés avec des tampons de bois pendant le travail; un settler de 8 pieds de diamètre pèse en général 7000 livres, soit environ 3 tonnes.

Mode de travail. — Aussitôt que le contenu de deux pans a été envoyé

dans le settler correspondant, on remplit ce dernier avec de l'eau jusqu'à 0^m,15 de son bord supérieur, et l'on fait tourner les agitateurs à raison de 10 ou 15 révolutions par minute; lorsque le minerai n'est pas très finement pulvérisé, on porte quelquefois le mouvement à 20 révolutions par minute pour tenir les matières en suspension, mais un mouvement lent est préférable. L'eau est amenée par un tuyau allant au centre de l'appareil et percé de petits trous; la fine pluie sous pression qui en résulte paraît avoir un effet marqué sur le dépôt du mercure.

Au début les *shoes* sont d'abord tenus à 0^m,20 au-dessus du fond, car la charge non encore diluée opposerait une trop grande résistance et pourrait amener la rupture des pièces. On abaisse progressivement les agitateurs à mesure que le settler se remplit d'eau, et quand il est plein, les shoes arrivent jusqu'à toucher le fond.

On fait tourner au moins 1 heure, et généralement 3 heures et demie avec le settler plein. Pendant ce temps le mercure se rassemble en grande partie. On enlève ensuite le tampon de décharge du sommet et on laisse arriver de l'eau claire pendant une demi-heure, l'agitateur étant toujours en mouvement; les tampons suivants sont enlevés successivement de la même manière.

L'opération totale dure en général de 4 à 5 heures, et, d'une façon plus générale, on peut dire qu'elle a la même durée que l'élaboration d'une charge dans le pan, puisque le settler doit être prêt à recevoir une nouvelle charge, sans interrompre la continuité du travail.

La quantité d'eau employée est d'environ 9 litres par minute.

Suivant le dispositif adopté, le mercure est recueilli, soit en enlevant le bouchon de décharge du fond, et en faisant couler dans une boîte ou un seau en fer, contenant toujours un peu d'eau pour éviter les projections de gouttelettes de mercure, soit en puisant à la cuiller, ou mieux en siphonnant le mercure dans le récipient extérieur, soit en siphonnant à l'intérieur, ainsi que nous l'avons déjà expliqué.

Nettoyage du settler. — Indépendamment du mercure journallement recueilli, il s'accumule dans le settler une certaine quantité de mercure et d'amalgame que l'on retrouve en procédant au nettoyage de l'appareil. Ce nettoyage s'effectue une fois par semaine. Toutes les parties métalliques sont soigneusement grattées pour en détacher l'amalgame. Les *shoes* en bois hors de service sont toujours brûlés dans une *retorte* en vue de recueillir le mercure et l'amalgame qui pénètrent toujours dans les pores du bois.

Agitateurs. — Des appareils auxiliaires de dépôt font ordinairement suite aux settlers; on les nomme des *agitateurs* et chacun d'eux reçoit la décharge de 5 ou 6 settlers.

Ainsi que le montre le croquis ci-après (fig. 18), ils sont construits en bois et présentent une cuve de diamètre variable, ayant de 8 à 20 pieds de diamètre et de 2 pieds et demi à 4 pieds (0^m,75 à 1^m,20) de profondeur. Ils sont munis de 4 bras en fonte tournant sur un cône et susceptibles d'être soulevés et abaissés à volonté. Les bras portent chacun 6 ou 8 tiges verticales en bois,

et sont mis en mouvement à raison de 10 à 20 tours par minute. Un courant d'eau continu y est conduit en même temps que la pulpe des settlers. Dans le fond de l'agitateur s'accumulent des sables gros, des *sulphurets*, du fer en parcelles et une certaine quantité de mercure.

Ces *tailings* ont une valeur généralement moindre que celle des minerais, mais supérieure à celle des *slimes*.

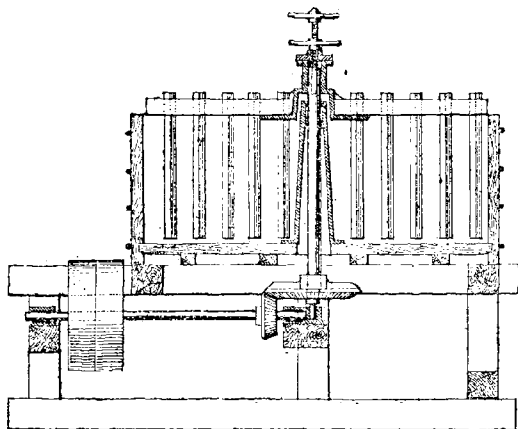


Fig. 18

Nous verrons de quelle façon on substitue dans les usines les mieux outillées un mode de préparation mécanique plus complet à cette concentration sommaire des agitateurs, pour résoudre le problème très ardu de la récupération des pertes dues à l'entraînement d'une partie notable de la richesse dans les *slimes* et les *tailings*.

d. DISPOSITIFS POUR LE MOUVEMENT DU MERCURE ET SA RÉCUPÉRATION.

D'après les chiffres déjà cités, il est possible d'évaluer la quantité de mercure en mouvement dans une usine d'amalgamation d'une certaine importance. Pour fixer les idées, nous dirons que dans un moulin de 60 flèches, par exemple, travaillant des minerais valant de 100 à 150 \$ la tonne, le total du poids de mercure mis en mouvement en 24 heures n'est pas inférieur à 30 ou 40 tonnes et que la valeur du mercure en rotation représente un capital de 30 à 40 000 \$.

Avec un liquide aussi difficile à manier que le mercure, on conçoit que les pertes de ce métal aient été très considérables avant l'adoption, actuellement générale, de dispositifs mécaniques. La volatilité de ce métal, beaucoup plus considérable qu'on ne se l'imagine, et les désordres que les vapeurs mercurielles entraînent dans la santé des ouvriers obligés de travailler dans une pareille atmosphère, sont, en outre, de nature à faire prévaloir l'emploi de dispositifs qui préviennent aussi bien l'inhalation des vapeurs que la manipulation de ce métal.

Sans nous attacher à évaluer ici les pertes chimiques ou mécaniques du traitement, dont nous rechercherons ultérieurement les causes et l'importance, nous décrirons, en premier lieu, l'ensemble des appareils de réception et de distribution qui préviennent, en grande partie, les inconvénients de la manipulation du mercure.

Réception du mercure et de l'amalgame. — Le mercure et l'amalgame qu'il tient en dissolution sont reçus la plupart du temps au sortir des settlers ; mais si la réception s'en opère quelquefois partiellement au sortir des pans et, notamment, lorsqu'on effectue le nettoyage de ces derniers appareils, il faut dans tous les cas procéder à la séparation de l'amalgame solide et renvoyer l'excès de mercure au roulement des opérations. C'est toujours par filtration que se fait cette séparation.

Filtration. — Les sacs pour filtrer le mercure sont généralement en toile à voiles, cousus directement, à leur partie supérieure, sur un anneau en fer ou rattachés à une bague en cuir qui enveloppe cet anneau.

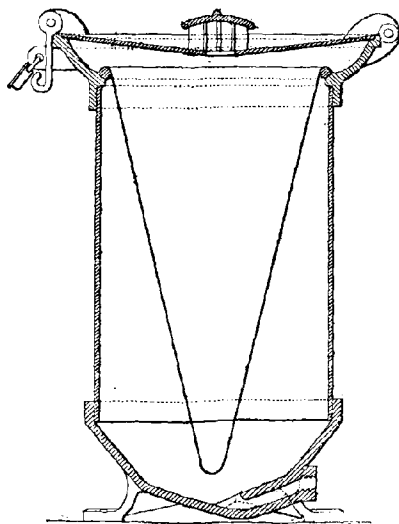


Fig. 19.

Ces sacs coniques ont ordinairement de 0^m,25 à 0^m,30 de diamètre d'ouverture et de 0^m,60 à 0^m,70 de hauteur. Ils contiennent souvent 500 kilogrammes d'amalgame. Le poids de la matière est toujours suffisant pour opérer une filtration préliminaire sans qu'il soit nécessaire de presser le sac en le tordant.

Dans les moulins de construction récente, le sac est toujours enfermé dans une boîte de sûreté (*safe*) en fer pouvant être fermée à clef, et dont la figure ci-dessus (fig. 19) indique la disposition ordinaire.

Le couvercle a un orifice juste assez grand pour recevoir le bout du siphon

de décharge des settlers, mais ce couvercle n'est ouvert pour recueillir l'amalgame que par l'ouvrier amalgamateur en chef qui en possède la clef. L'excès de mercure, filtrant à travers le sac, s'écoule par un tuyau qui le conduit au réservoir inférieur.

On emploie quelquefois une boîte un peu plus compliquée représentée par la figure 20 : elle permet de se mettre à l'abri des inconvénients de l'introduction fortuite d'un excès de mercure, et de régulariser, à l'aide de robinets, l'écoulement du mercure filtré.

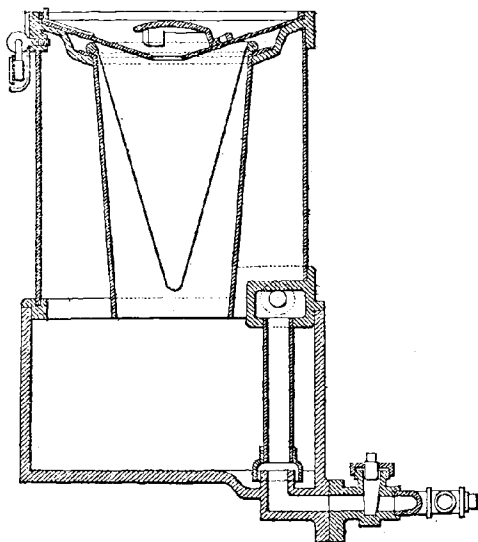


Fig. 20.

L'amalgame pâteux recueilli dans les sacs aussi bien que celui qui s'attache aux dés et aux sabots des pans, ou celui que l'on récolte dans le nettoyage des appareils, est, d'habitude, passé au *Knox-pan* avec un excès de mercure frais. Le *Knox-pan* est de même forme que les pans ordinaires, mais de dimensions réduites et muni de sabots en bois.

On filtre de nouveau au sortir du *Knox-pan* et l'amalgame résultant de ce nouveau filtrage est façonné, à la main, en grosses boules, ou quelquefois passé à une presse hydraulique pour en dégager, le plus possible, l'excès de mercure. Cette dernière pratique produit une certaine économie sur les frais de distillation.

L'amalgame ordinaire des filtres retient, en général, 6 de mercure pour 1 de *bullion*, c'est-à-dire de l'ensemble des métaux précieux tel que le fournit la distillation de l'amalgame. Avec la presse hydraulique on peut réduire à 3 1/2 environ cette proportion.

Distribution générale du mercure. — Nous choisirons comme exemple des dispositifs que l'on peut employer, pour la distribution et la rota-

tion du mercure, l'arrangement adopté au *Consolidated Virginia mill* dont la planche I indique l'ensemble en plan et en élévation (voir Pl. I, fig. 21).

Le mercure est chargé dans un large bassin, *c*, en déversant dans ce bassin les *flasques* qui le renferment. Ce bassin est situé au-dessous du point le plus bas du moulin et peut recevoir, par conséquent, l'écoulement de tous les tuyaux à mercure.

Une pompe à mercure, *d*, dont nous donnerons ultérieurement le détail, conduite par la courroie, *s*, élève le mercure jusqu'à un bassin supérieur, *e*, d'où la simple gravité le fait parvenir aux petits bassins de distribution situés au-dessus des pans, par l'intermédiaire des tuyaux distributeurs, *f*. Un groupe de deux pans est alimenté de mercure par le réservoir, *g*, à l'aide de deux branchements inclinés, *h*.

Le mercure et l'amalgame de chaque groupe de deux pans, *a*, est envoyé dans un settler, *b*, et se ramasse dans une coupe extérieure; de cette coupe le mercure coule par un tuyau, *m*, avec contre-pente pour neutraliser, en partie, la pression de la charge, et se rend dans un réservoir en fonte, *n*, qui distribue le mercure de chaque settler dans le sac de filtration, *t*.

A *Consolidated Virginia* deux de ces sacs sont réunis dans la même boîte, *u*, du fond de laquelle le mercure filtré revient par les tuyaux, *f*, jusqu'au réservoir inférieur, *c*, d'où il est pompé à nouveau.

La distribution est régularisée par des robinets placés sur les lignes principales, mais l'admission du mercure dans le pan est faite en enlevant les tampons en bois qui bouchent les tuyaux de distribution fixés au réservoir distributeur du groupe de deux pans, tampons que l'on enlève lorsque la hauteur convenable a été atteinte par le mercure dans le distributeur. Cette hauteur est appréciée par des marques correspondant au poids de la charge de mercure.

Pompe à mercure. — La pompe à mercure, qui remplace les élévateurs anciennement employés et formés par des chaînes à godets, est une pompe en fonte à plongeur d'acier recouvert d'une enveloppe en caoutchouc durci de 0^m,01 d'épaisseur. Cette enveloppe est tournée et polie; on la plonge dans un bain de suif fondu en l'essuyant complètement aussitôt qu'on la retire, avant de laisser refroidir le suif. Cela suffit pour lubrifier suffisamment le plongeur, et l'on évite ainsi l'emploi d'huile de graissage que l'on doit proscrire à cause de l'effet désastreux qu'elle produit sur l'amalgamation.

Autour du plongeur et au-dessous du *stuffing-box*, l'espace annulaire du corps de pompe est rempli, pendant le travail, par l'eau qui s'élève naturellement au-dessus de la couche de mercure, et cette sorte de joint hydraulique prévient efficacement le *broyage* du mercure toujours si disposé à se diviser en gouttelettes.

La pompe a une course de 0^m,125 et bat 40 coups par minute. Les soupapes et les garnitures des tampons de fermeture sont en caoutchouc.

Nettoyage de l'amalgame. — Ordinairement tout l'amalgame de chaque partie du moulin est rassemblé et mis de côté jusqu'à ce qu'il y en ait une quantité suffisante pour procéder à son nettoyage.

Le plomb et le cuivre sont les bas métaux qui prédominent dans l'amalgame; le fer y est, en outre, presque invariablement rencontré et provient de l'usage des organes du moulin. Il est mécaniquement mélangé ainsi qu'une certaine proportion de sulfures; mais ces corps sont facilement séparés par une addition de mercure et par le traitement dans le *clean-up pan*.

On se contente quelquefois de laver d'abord l'amalgame soigneusement à l'eau chaude, ou à la lessive de carbonate de soude si l'on a à craindre qu'il soit *graisseux*; puis d'*écumer* le fer et les impuretés qui viennent surnager à la surface après qu'on a augmenté la fluidité de l'amalgame, déjà déterminée par l'élévation de température, à l'aide d'une addition d'un tiers ou de moitié de son poids de mercure frais.

Il est mieux d'effectuer le nettoyage plus complet dans un pan spécial.

Dans le *Knox-pan* ordinairement employé, et qui tourne à raison de 20 révolutions par minute, on entretient un courant d'eau chaude qui entraîne les sulfures et les impuretés. Lorsque la surface du mercure est bien brillante, on filtre dans des sacs comme il a été dit ci-dessus.

Les sulfures des *clean-up pan* sont généralement envoyés aux sluices des tailings avec tous les autres résidus; cependant, dans quelques moulins où ils présentent une richesse exceptionnelle, on les recueille à part, soit pour les vendre, soit pour en faire l'objet d'un traitement particulier.

Un grand moulin a, d'ordinaire, deux pans de nettoyage.

L'amalgame des sacs façonné en boules est conduit dans des wagonnets en fer, à couvercle fermé à clef, jusqu'à l'atelier de distillation.

La table sur laquelle on travaille l'amalgame doit être couverte en tôle et présenter une inclinaison vers un orifice muni d'un tuyau par lequel l'excès de mercure retourne au réservoir principal.

c. DISTILLATION DE L'AMALGAME ET FONTE EN LINGOTS.

Distillation de l'amalgame. — La distillation de l'amalgame se fait dans des *retortes* ou cornues cylindriques en fonte, ordinairement accouplées par deux dans le même massif, comme l'indique le croquis ci-après (fig. 22).

La *retorte* a de 0^m,50 à 0^m,55 de diamètre intérieur, sa longueur varie de 1^m,20 à 1^m,50 et l'épaisseur de ses parois est de 0^m,057. Son poids est de 5 à 600 kilogrammes. Une embase à oreilles termine la cornue du côté du bouchon ou porte de chargement qui s'y applique et y est maintenue à l'aide de ferrures et de coins de serrage. On a soin d'enduire les surfaces en contact du bouchon et de la cornue par des cendres de bois délayées dans l'eau, qui forment joint et empêchent la déperdition des vapeurs mercurielles.

À l'extrémité opposée, la cornue est rattachée par des brides au tuyau de distillation, C, qui aboutit, après son passage, dans le bassin réfrigérant, D, au-dessus du bassin de réception rempli d'une certaine quantité d'eau dans laquelle tombent les gouttelettes condensées.

La cornue est quelquefois supportée dans le four par de vieilles tiges de

pilons cassées ou hors d'usage, mais le plus souvent par des pièces de fonte, K, ainsi que l'indique la figure.

On ne se borne pas quelquefois à supporter la cornue par l'une de ses extrémités, mais, en vue d'éviter le *gondolement* produit par la chauffe ou d'en atténuer les effets, on suspend les supports, en plus grand nombre, à des barres de fer reliées aux armatures du four. Cette disposition permet d'élever ou d'abaisser les supports, à l'aide de boulons, pour ramener, autant que possible, la cornue à sa forme primitive.

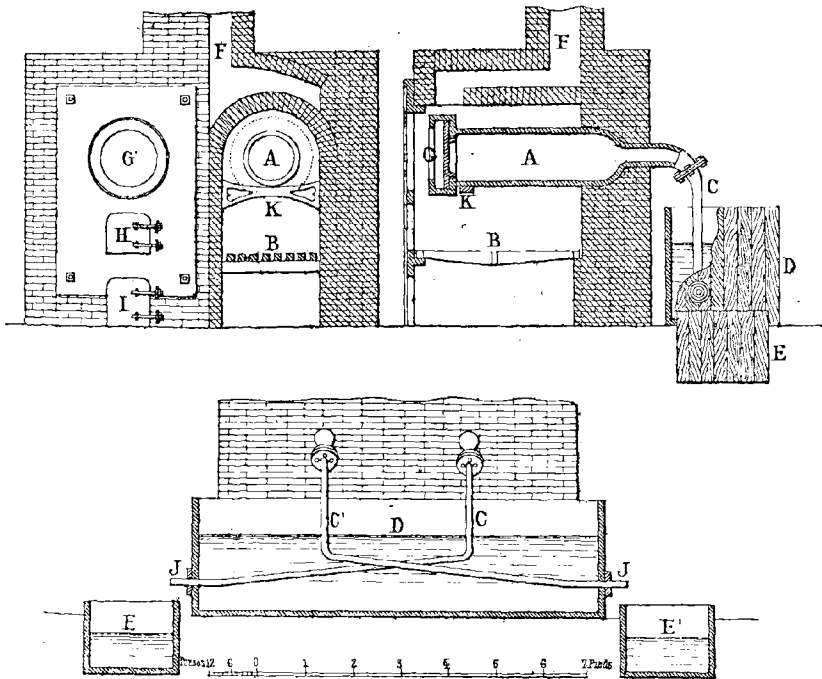


Fig. 22.

Il est à peine besoin de faire observer que l'état de conservation de la cornue doit être soigneusement observé, car des *craques* dans l'enveloppe peuvent être la cause d'une énorme déperdition de mercure dans la cheminée.

Les inconvénients de ce genre sont tels que l'on a proposé d'établir des chambres de condensation à la suite des rampants du foyer.

Chargement et marche de la distillation. — L'amalgame en boules de grosseur convenable est ordinairement chargé sur des plateaux en fer reposant sur la partie inférieure de la retorte, mais quelquefois on se contente de le poser simplement sur le fond même et de l'empiler sans plaques de support.

On sépare les boules d'amalgame dans le sens de la longueur par des disques en tôle pour faciliter le cassage de l'amalgame *retorté*. Dans tous les cas il est

nécessaire de badigeonner le fond, les plaques et les disques avec de l'argile ou des cendres de bois délayées, ou encore avec un lait de chaux pour prévenir l'adhérence du métal précieux.

La charge varie généralement de 250 à 500 kilogrammes, elle s'élève même dans quelques moulins tels que l'*Eureka* jusqu'à 900 kilogrammes.

Dans un grand moulin on doit avoir de 4 à 6 retortes; chacune d'elles dure de 6 à 9 mois et peut faire de 200 à 300 opérations.

Le foyer est d'ordinaire chauffé au bois. Le feu doit être mené avec précaution au début pour ne pas fondre l'amalgame, et poussé jusqu'à ce que le mercure cesse de se condenser. On atteint généralement, à la fin, la température du rouge sombre.

La durée d'une opération varie de 5 à 10 heures suivant la charge; la consommation de bois est évaluée à environ 1 stère par 500 kilogrammes d'amalgame.

Les fumées mercurielles qui se produisent en ouvrant la cornue, même après son refroidissement, ont une influence fâcheuse sur la santé des ouvriers. On a remédié, en partie, à cet inconvénient dans le moulin de *Lexington* en envoyant un jet de vapeur dans la cornue aussitôt que cette dernière est en connexion avec le condenseur.

Le condenseur est, dans ce cas, formé d'un bouilleur en tôle avec tubes, comme un condenseur de vapeur, de façon à avoir une grande surface de refroidissement.

La vapeur et le mercure se condensent ensemble. Un tube relie l'un des côtés du condenseur avec la cornue, et l'air primitivement laissé dans cette dernière entre en circulation. Son oxygène est bientôt absorbé par les bas métaux et il ne reste que l'azote.

Lorsque le mercure cesse de se condenser, on laisse le courant de vapeur continuer pendant une demi-heure de plus et la retorte peut alors être ouverte, quoique chaude, sans risquer de produire chez les ouvriers cette affection de la *salivation* si commune chez tous ceux qui sont exposés aux vapeurs mercurielles.

Malgré la chaleur rouge à laquelle l'amalgame est soumis dans la cornue, à la fin de l'opération, il est impossible de chasser les dernières traces de mercure; il est même reconnu qu'il vaut mieux laisser dans le métal retorté (*retort-metal*) la proportion usuelle de 1 à 1 1/2 pour 100 de mercure que de diminuer cette proportion en chauffant à blanc la cornue. D'une part, en effet, à cette température les chances de déformation et de rupture sont plus considérables et, de l'autre, le métal pourrait fondre en partie et devenir adhérent aux plaques qui le supportent ou à la cornue elle-même, inconvénient qu'il faut éviter pour la facilité des manipulations.

Le *retort-metal* qui est, en général, de 1 quart à 1 sixième du poids de l'amalgame, forme une masse plus ou moins spongieuse qui, indépendamment de l'or et de l'argent et de la petite quantité de mercure signalée, contient du plomb et du cuivre et, par occasion, une petite quantité de fer qui a été mécaniquement mélangée et qui n'a pas été séparée par le *Knox-pan*.

Lorsque l'amalgame est très cuivreux, il s'opère, à la distillation, une sorte de *liqutation* qui fait que la partie supérieure de chaque boule ou de la masse est formée par une masse spongieuse surtout composée de cuivre, mais qui

retient encore une certaine quantité de plomb et d'argent. On sépare autant que possible cette masse cuivreuse et on en fait l'objet d'un traitement spécial.

Fusion en lingots. — Le *retort-metal*, lorsqu'il est suffisamment pur, est brisé et généralement fondu au creuset de plombagine, puis coulé dans des moules en fonte pour former des lingots réguliers appelés *bricks* aux États-Unis. Les moules ont des dimensions qui leur permettent de contenir des lingots dont le poids varie de 80 à 100 livres (56 à 45 kilogrammes). A *Consolidated Virginia* ces moules ont 4 pouces $\frac{1}{2}$ de largeur, 11 pouces $\frac{3}{4}$ de longueur et 4 pouces $\frac{1}{2}$ de profondeur ($0^m,112 \times 0^m,292 \times 0^m,112$).

La valeur des lingots, lorsque leur *finesse* est connue, peut être évaluée d'après les données suivantes :

	Pour l'or.	Pour l'argent ⁴ .
Une once Troy vaut.	20\$.6717	1\$.2929
Une livre —	501\$.46	18\$.854
Une tonne —	602,927\$.36	37,709\$.50
Un pied cube —	361,808\$.64	12,555\$.20

La fonte du *bullion* est quelquefois pratiquée au four à réverbère comme à *Lexington* et à *l'Ontario*; dans ce dernier moulin le four est chauffé par un générateur à gaz employant un mélange de bois et de charbon de bois. La sole concave est posée sur une plaque de tôle et construite en briques réfractaires, cimentées par un mortier composé par moitié d'argile réfractaire et de briques réfractaires pilées, arrosé avec une dissolution concentrée de borax. Les côtés du four sont construits de même. A la chauffe, le borax fond et fait adhérer la sole à la plaque de fondation.

La sole a 1 mètre environ de longueur sur $0^m,80$ de largeur et $0^m,15$ de profondeur au milieu. Le métal fondu coule par un trou de coulée et se rend dans des moules portés sur un chariot.

Quelques alliages, même après fusion en lingots, retiennent encore une petite quantité de mercure suffisante pour rendre l'essai par voie humide de l'argent incertain et incorrect. Ces alliages sont soumis à un affinage que nous décrirons en traitant de la séparation de l'or et de l'argent dans les ateliers spéciaux d'affinage des matières précieuses.

La perte en poids, à la fonte, du *retort-métal* est généralement de 2 à 3 pour 100, tant à cause de la proportion du mercure que des impuretés contenues.

f. DISPOSITIFS RELATIFS AUX TAILINGS.

Les résidus ou *tailings* des moulins où l'on traite des minerais auro-argentifères ont été, à l'origine du traitement d'amalgamation par les pans, sinon complètement perdus, au moins laissés de côté, suivant la tendance des Américains à négliger les procédés compliqués ou coûteux, pour s'attacher surtout

1. Cette évaluation doit être diminuée à l'heure actuelle à cause de la baisse de l'argent, une once Troy d'argent fin ne valant plus que 0 \$ 97 environ.

à retirer le plus vite possible une partie de la richesse de leurs minerais, sans tenir grand compte de la partie gaspillée ou définitivement perdue. Néanmoins personne n'ignorait que le traitement par les pans, qu'il s'agisse de *minerais free-milling* ou de minerais *rebelles*, laissait dans les tailings une notable portion de la richesse, et instinctivement on s'arrangeait pour accumuler ces résidus comptant que l'avenir fournirait les moyens de les traiter avantageusement.

Par le fait seul d'une longue exposition aux actions atmosphériques les tailings accumulés sur de vastes aires de dépôt peuvent, en effet, subir à nouveau un traitement avantageux en les faisant passer simplement dans des pans avec ou sans addition de produits chimiques. C'est ce qui a eu lieu dans maints endroits où des moulins spéciaux se sont construits en vue de traiter à nouveau les tailings d'anciennes exploitations.

Mais les progrès de la métallurgie ont fait bientôt comprendre que le mode primitif, de recueillir les tailings dans de grands bassins naturels ou artificiels, faisait accumuler ainsi inutilement une grande partie de la matière.

Par leur nature même, les tailings sont la réunion de parties absolument stériles de gangue finement broyée, de menus fragments de minerai sur lesquels les réactions de l'amalgamation ont été nulles ou incomplètes, et de parcelles d'amalgames ou de mercure échappées au rassemblement dans les settlers.

La différence de densité de ces divers éléments devait suggérer l'idée de les soumettre à une préparation mécanique, et l'on s'étonnerait que le but de la séparation des parties utiles et des parties stériles n'ait pas été plus tôt atteint, si l'on ne savait combien, même en Europe, où l'étude de la préparation mécanique des minerais a fait de si grands progrès, on rencontre de difficultés, lorsqu'on a à traiter des masses de matières finement pulvérisées, pour ne pas perdre une notable proportion des métaux précieux, et quelles installations coûteuses entraîne toute préparation mécanique bien comprise.

Dans cet acheminement vers l'état actuel, on peut donc compter trois étapes que vraisemblablement on parcourra encore dans les pays neufs, comme on l'a fait aux États-Unis au sujet des tailings.

Dans la première, on déverse dans un terrain propice le courant boueux des tailings en formant des levées en terre qui les retiennent, et permettent même, en cas de pénurie d'eau, de se servir à nouveau des eaux claires qui s'écoulent.

Dans la seconde, on cherche à utiliser pour la récupération des métaux précieux et des parties lourdes l'effet des *blankets* ou couvertures, en usage depuis les temps les plus reculés jusqu'aux beaux jours de la Californie.

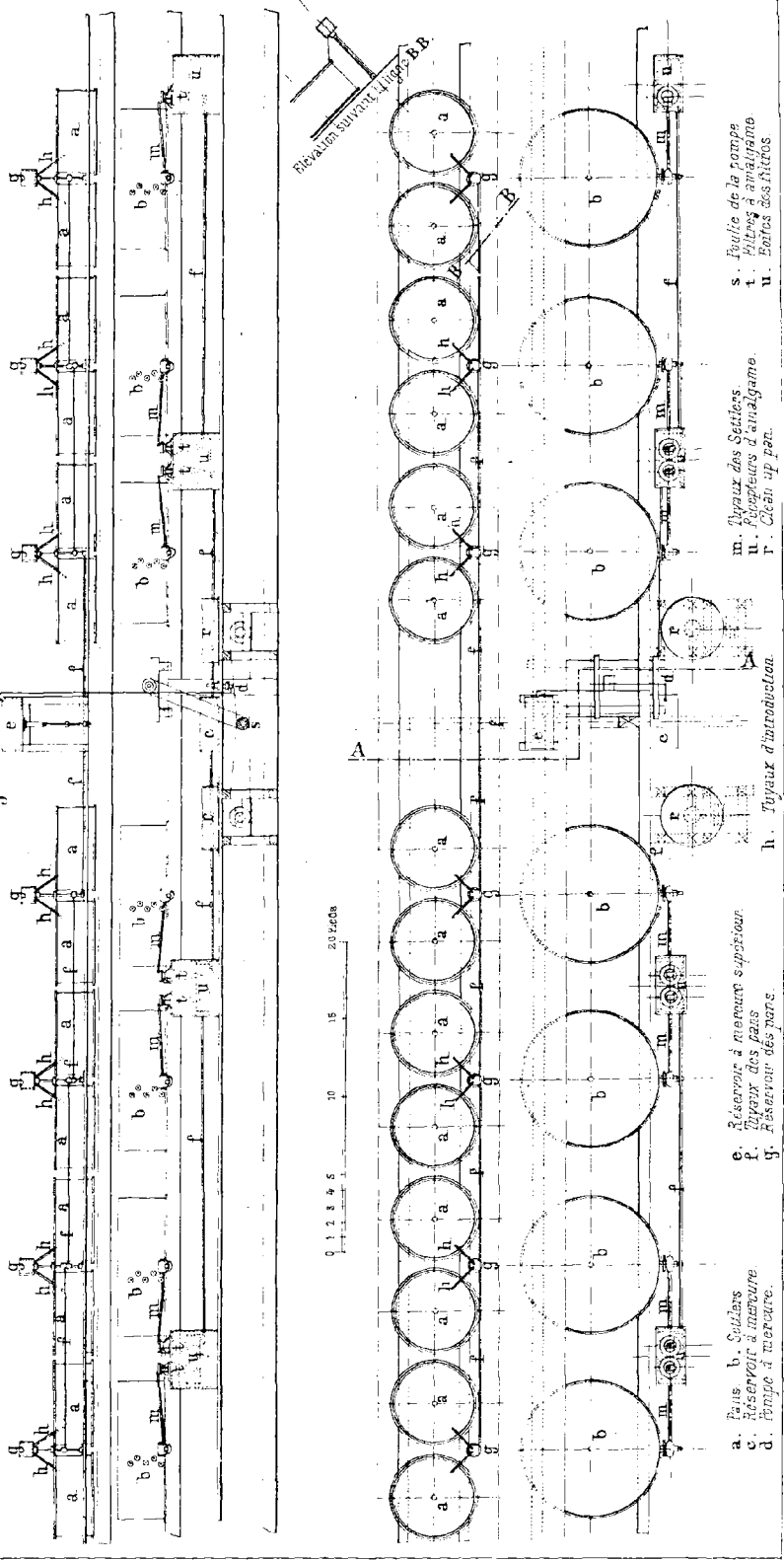
Dans la troisième enfin, on établit une préparation mécanique avec des appareils compliqués mais efficaces, et l'on arrive à séparer sous un petit volume la presque totalité de la richesse.

Nous choisirons comme exemple du dispositif qui marque la seconde étape, l'installation grandiose des *Woodworth sluices* de Dayton (Nevada) qui n'a pas seulement un intérêt rétrospectif, en donnant la mesure des masses traitées par ce procédé primitif, mais qui pourrait être imitée sur une moindre échelle

DISTRIBUTION DU MERCURE

Pl. I.

Fig. 21.



Auto-imp. I. Courcier, 43, rue de Dunkerque, Paris. (1891-1897)

dans un pays nouvellement ouvert à l'industrie des métaux précieux et, par suite, dépourvu des facilités de l'outillage moderne.

Sluices de dépôt des tailings. — Construction. — Pour se faire une idée du développement qu'ont atteint les sluices de dépôt des tailings, aux établissements de *Woodworth* à Dayton, il faut se figurer qu'ils ont à recueillir les tailings de 25 à 30 moulins situés dans le *Gold-cañon*, ayant ensemble plus de 250 flèches de bocards qui broient environ 500 tonnes par jour. Cette masse de tailings est amenée par un sluice carré à forte pente, de 18 pouces de section et de 3 milles et demi de longueur, jusqu'à l'ensemble des sluices de dépôt. Cet ensemble est composé de 12 sluices accolés ayant chacun 19 pouces de largeur, séparés par des madriers de 1 1/4 de pouce de largeur et de 5 pouces de hauteur, formant ensemble une table large de 22 pieds et longue de 1 700 pieds. La pente uniforme est de 1 pour 100. La table est supportée par un ensemble de tréteaux à 4 pieds 1/2 de distance les uns des autres.

Pour la convenance du travail, le groupe est divisé en sections de 150 pieds, mais chaque sluice est continu. A la tête des sluices, les tailings sont déchargés des sluices d'amenée dans une boîte de tête formée de 2 compartiments, dont l'un reçoit le courant de tailings du sluice d'amenée, et le déverse par 3 ouvertures équivalentes dans le second compartiment, muni de 12 portes correspondant à chacun des sluices de lavage; les 12 ouvertures que les portes ouvrent ou ferment à volonté ont, chacune, 4 pouces sur 8.

Au devant de la boîte de distribution et parallèlement à elle, règne une seconde boîte de distribution d'eau claire destinée au lavage et à l'entraînement des dépôts. Elle est munie de 12 trous circulaires de 3 pouces de diamètre que l'on peut ouvrir ou fermer à l'aide d'un tampon de bois.

Le courant des tailings passe sous cette boîte qui repose sur les sommets des sluices.

Indépendamment de cette première distribution d'eau à la tête des sluices, chaque section a également une boîte de distribution d'eau alimentée par un canal latéral.

En avant de chaque boîte de lavage, à commencer par la fin de la première section, une ligne d'ouvertures rectangulaires est ménagée dans le fond de chaque sluice; ces ouvertures ayant 3 pouces de large et 17 pouces de long sont fermées pendant la période de dépôt, à l'aide de plaques en tôle que recouvrent les couvertures (*blankets*) étalées sur toute la surface des sluices. A cette ligne d'ouverture correspond un sluice inférieur régnant sous le bâti qui communique avec un autre sluice longitudinal destiné à emmener les dépôts aux bacs. Quatorze de ces bacs de dépôt sont échelonnés sur le parcours total de 1 700 pieds. Ils ont chacun 9 pieds de longueur, 8 pieds de largeur et 4 de profondeur, mais comme la plus grande partie du dépôt s'effectue vers la tête, 10 de ces bacs sont installés à 1 200 pieds.

Les couvertures ont chacune 20 pouces de large et 6 pieds de long. Elles sont clouées à leur partie supérieure et sur les côtés, la partie inférieure d'une couverture faisant revêtement sur la suivante.

Ces couvertures sont enduites de goudron à leur partie inférieure seulement.

Cet enduit augmente de beaucoup leur durée; en cet état elles peuvent travailler pendant un an. On les enlève tous les 2 mois pour les sécher, les secouer et les enduire au besoin de nouveau.

La construction de ces sluices n'a pas demandé moins de 140 000 pieds de bois (1 pied de bois représentant 1 pied de largeur sur une planche d'un pouce), et 24 000 pieds de couvertures. La dépense de cette installation s'est élevée à plus de 24 000 \$.

Mode de travail. — Le courant boueux des tailings, étant régularisé par l'ouverture des portes qui le déversent dans chacun des compartiments, coule sur les *blankets* qui retiennent les parties lourdes et les sulfures; au bout d'un certain temps on interrompt dans un ou plusieurs cours de sluices la venue des tailings; on ouvre la bonde d'eau claire correspondante qu'on laisse couler pendant une demi-heure et les ouvriers, munis d'un balai ordinaire, balayent la surface en même temps que l'eau claire continue à couler, aidant ainsi le transport des dépôts vers les ouvertures signalées, dont on a préalablement ôté le couvercle en laissant retomber dans le sluice inférieur d'amenée des dépôts le bout de couverture correspondant. Les 3 ou 4 premières sections de la ligne sont ainsi constamment balayées, de façon que chaque sluice soit balayé trois fois en 24 heures.

12 ouvriers balayeurs et 2 surveillants exécutent tout le travail; on compte, en général, qu'un ouvrier balayeur produit une tonne de *concentrés*, et avec les salaires de 3 \$ usuels, on compte 4 \$ pour le coût total de la concentration d'une tonne de produits. Lorsque la main-d'œuvre chinoise a pu être établie, les salaires étant environ moitié moindres, ce prix de concentration a diminué dans les mêmes proportions. Pour permettre de juger le bénéfice de cette opération nous dirons que, dans le cas particulier de *Dayton*, l'essai des concentrés recueillis accusait une teneur de 25 à 29 \$ à la tonne, et que le moulin qui les travaillait donnait un rendement de 70 pour 100 de la valeur de l'essai.

Moyens mécaniques de concentration des tailings. — Sans entrer ici dans la discussion du mode que l'on doit choisir de préférence, dans certains cas, pour le traitement des tailings, soit qu'on les traite à nouveau tels qu'on les recueille, soit qu'on les concentre pour n'opérer le traitement que sur les concentrés eux-mêmes, nous dirons qu'il est généralement admis maintenant qu'il faut, dans une usine bien ordonnée, recueillir en définitive par des moyens mécaniques, sous forme de concentrés, la partie utile des rejets du traitement adopté.

Les perfectionnements que nous aurons à signaler dans le traitement par amalgamation des minerais auro-argentifères par le système continu de *Boss*, ont, ainsi que nous le verrons, singulièrement simplifié le problème; mais dans la plupart des anciens moulins où s'effectuent le dépôt dans des bacs et l'évacuation intermittente des settlers, il est bien difficile d'alimenter régulièrement les machines de concentration, ce qui, cependant, est une des conditions indispensables à leur bonne marche, quel que soit l'appareil de concentration adopté. Ce n'est guère que dans de grands moulins que l'on peut régler les

Fig. 23.

Coupe transversale.

Fig. 24.

Coupe suivant AB.

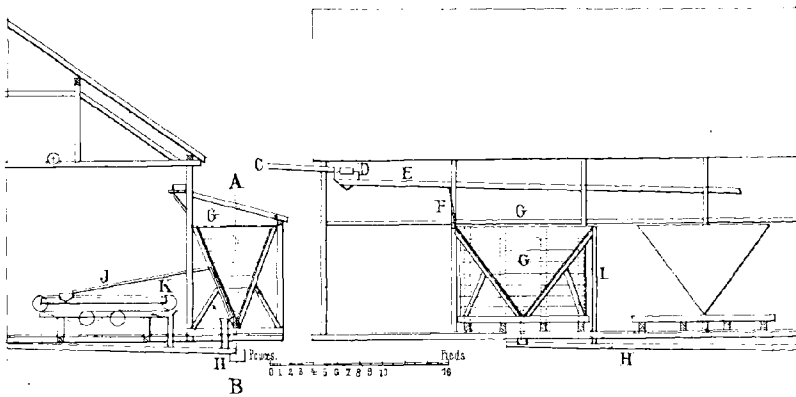
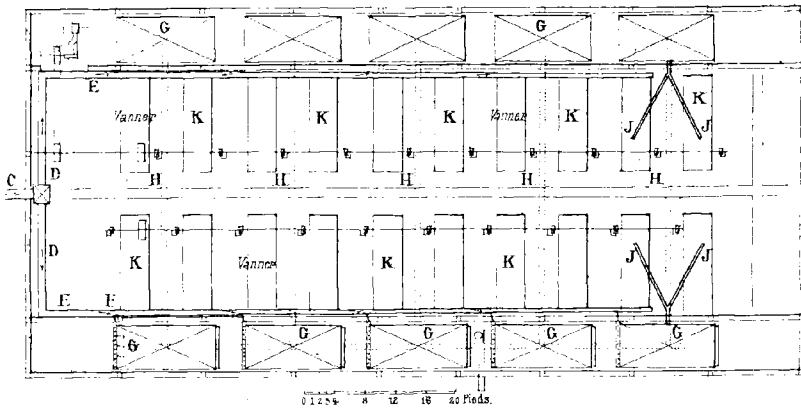


Fig. 25. Plan.



Légende

- | | |
|-------------------------------------|--|
| AB. Ligne de section. | G Spitzkasten. |
| C. Conduite d'arrivée des tailings. | H Tuyau de décharge. |
| D. Conduite de distribution. | I Tuyau de décharge. |
| E. Conduite de distribution. | J Conduite de distr. ^{on} au bruc Vanner. |
| F. Distributeur du spitzkasten. | K Bruc Vanner. |

opérations de manière à décharger les settlers à intervalles réguliers, et par ce moyen obtenir un courant constant de tailings. La difficulté peut être tournée en ayant, pour ainsi dire, un appareil régulateur interposé entre la venue du courant boueux des tailings et l'admission de la matière sur l'appareil concentrateur quel qu'il soit, table tournante, *round-buddle* ou *frue-vanner*. Le *spitzkasten* ou boîte pointue, si employé en Europe dans toutes les préparations mécaniques, fournit le moyen de régulariser le débit, et nous croyons utile de montrer quel parti on a tiré de son emploi combiné avec celui des *Frue-vanners* longuement décrits déjà (voir 2^e section, p. 127 et suivantes) dans l'établissement de la *Montana Co* à *Marysville* (Montana).

L'atelier de concentration de cette compagnie est figuré en plan et élévation dans les croquis ci-contre (Pl. II, fig. 23 à 25). Un canal C conduit le courant des tailings depuis les moulins jusqu'au milieu de l'un des côtés de l'atelier. Des canaux de distribution à angle droit, D et E, amènent la matière aux *spitzkasten*. Les canaux, E, ainsi que le montrent les flèches, ont des surfaces successivement rétrécies, de façon que chaque *spitzkasten* reçoive $\frac{1}{3}$ de son courant initial. Ce courant partiel est conduit par le tuyau, F, dans la grande caisse pointue, G, où le dépôt s'opère. La décharge de ce dépôt s'effectue sur le *frue-vanner*, K, à l'aide du canal bifurqué, J, qui s'embranché sur le siphon plongeant au fond de la boîte. Le courant supérieur du *spitzkasten* du côté opposé à l'alimentation coule tout à fait clair dans un tuyau, L, qui le conduit à l'égout du sous-sol, H.

Le pourcentage en métaux précieux des résidus qui sont évacués comme stériles au sortir des *frue-vanners*, est tout à fait insignifiant lorsque le travail de cette machine est bien conduit.

Nous n'entrerons pas dans de plus amples détails sur tous les dispositifs que l'on peut adopter pour la concentration des tailings. Nous dirons seulement que la série d'appareils de préparation mécanique que l'on peut employer lorsqu'il s'agit de concentrer le minerai lui-même, tels que *trommels*, cribles à secousses continus (*jigs*), tables tournantes, *round-buddles*, est inutile ou inefficace dans le cas particulier des tailings, à l'exception des tables tournantes et des *round-buddles* employés quelquefois à cause de leur simplicité, mais qui sont avantageusement remplacés aux États-Unis par les appareils continus *Frue-vanners* ou par les concentrateurs de *Embrey* basés sur un principe analogue.

§ 4. — DESCRIPTION ET FONCTIONNEMENT DES APPAREILS DE GRILLAGE ET DE CHLORURATION

Le grillage chlorurant s'effectue dans des appareils appartenant à trois types différents : 1^o les fours à réverbère de divers modèles, à simple sole, à soles multiples ou à soles tournantes; 2^o les fours rotatifs cylindriques; 3^o les fours à cuve d'une disposition particulière, dont le plus employé est le four de *Stetefeld*. Enfin, on pourrait encore effectuer ce grillage dans des fours à moufle, mais comme ce mode de grillage qui pourrait présenter certains

avantages n'est encore mis en pratique que pour l'extraction de l'or des pyrites grillées (Procédé Claudet), nous reporterons sa description au paragraphe relatif à ce traitement.

Fours à réverbère ordinaire. — Le four à réverbère ordinaire est trop connu pour qu'il ait besoin de description spéciale ; le lecteur trouvera d'ailleurs des détails circonstanciés dans le complément de la métallurgie du cuivre, de cette Encyclopédie, *pages 223 et suivantes*.

Comme la consommation de combustible de ces fours est ordinairement très élevée, on a avantage, dans les pays de mines, à faire usage soit des fours à plusieurs soles, soit du four continu (en allemand : *Fortschaffellungs ofen*), qui présente les mêmes avantages.

Four à réverbère continu (*Fortschaffellungs ofen*). — Le four à réverbère continu se distingue par la longueur de sa sole qui permet de faire subir au minerai toute la série des réactions, en le faisant successivement passer d'une extrémité du four à l'autre par un travail au râble exécuté par les ouvriers, à l'aide de portes de travail échelonnées sur la longueur du four.

Ce four est usité dans diverses localités du Mexique et des États-Unis. Celui qui est employé notamment à *Suter Creek*, pour les minerais auro-argentifères, a une sole unique de 12 pieds de largeur sur 80 pieds de longueur, soit de 4 mètres sur 26 mètres. La sole est légèrement inclinée du rampant vers l'autel, et le minerai y est travaillé en trois parties distinctes, comme dans un four à trois soles superposées. Près du rampant, le minerai est desséché et chauffé ; au milieu du four, il subit le véritable grillage et se trouve continuellement travaillé au râble par les ouvriers ; enfin, près de l'autel, le minerai reçoit un coup de feu qui achève la chloruration et décompose les sulfates de cuivre et de fer formés dans les parties plus froides du four.

Le transport du minerai, d'une région à l'autre du four, se fait au râble, comme dans les fours à soles superposées, qui sont plus difficiles à construire, mais qui exigent moins de main-d'œuvre.

Fours à plusieurs soles. — Les fours à 2 et 3 soles superposées sont très employés aux États-Unis. Le minerai est desséché sur la sole la plus élevée, grillé sur la sole moyenne, et reçoit le coup de feu sur la sole inférieure.

A *Lincoln works*, trois soles de 16 pieds de longueur sur 15 pieds de largeur (5^m,30 sur 5 mètres), permettent de travailler à la fois 5 à 6 tonnes de minerai ; la sole supérieure reçoit 2^t,5 à 3 tonnes ; la sole moyenne 1^t,5 à 2 tonnes ; la sole inférieure 1 tonne à 1^t,25. Le four est desservi par 2 hommes faisant des postes de dix heures, et par 3 hommes faisant des postes de huit heures.

La production du four est de 1 tonne à 1^t,25 de minerai grillé par vingt-quatre heures, avec une consommation de 2 cordes de bois coûtant chacune 5 à 5.50 dollars.

A *Eureka Works*, le four a 2 soles inégales ; la sole supérieure a 2 mètres

de large sur 15 mètres de long. La sole inférieure a la même largeur, mais est beaucoup plus courte. Le minerai est chargé tonne par tonne sur la sole supérieure où il est râblé progressivement vers le carneau ; cette sole reçoit 9 tonnes ; la sole inférieure ne reçoit qu'une tonne. Le four produit 3 tonnes de minerai grillé par vingt-quatre heures.

On comprend, du reste, que les chiffres précédemment cités ne le sont qu'à titre d'exemples, la *capacité* d'un four de grillage variant avec la nature de chaque minerai.

Four de grillage de O'hara. — Le four de O'hara, employé quelquefois aux États-Unis, réunit les avantages du four à réverbère continu et du four à brassage mécanique.

Il est à deux soles superposées et dans chacune d'elles l'espace compris entre la voûte et la sole est très petit de façon à bien concentrer la chaleur sur le minerai.

Une chaîne sans fin fait mouvoir les outils de brassage qui consistent en files de crochets et de hoes attachées à des bâtis en fer triangulaires reliés à la chaîne sans fin. Une des files retourne le minerai vers le centre, la suivante le retourne en sens inverse vers les parois. Une nouvelle surface de minerai est ainsi continuellement exposée à la flamme et au gaz.

L'alimentation du minerai se fait d'une manière continue de la batterie de bocards qui dessert le four à la trémie d'alimentation ; de là il tombe sur la sole supérieure. Les crochets mis en mouvement par la chaîne sans fin brassent le minerai et le poussent graduellement vers l'ouverture de l'extrémité d'où il tombe sur la sole inférieure.

Le minerai met, suivant sa nature, de cinq à dix heures pour traverser le four.

Un seul ouvrier suffit pour l'entretien du feu sans qu'aucune autre main-d'œuvre soit nécessaire, car le four peut être alimenté par des moyens mécaniques et déchargé dans un wagonnet ou dans une caisse munie de chaînes élévatoires à godets.

On peut, dans ce système de fours, opérer la désulfuration sur l'aire supérieure et la chloruration sur l'aire inférieure en n'ajoutant le sel que sur cette dernière. Le malaxage des crochets et des hoes répartit uniformément le sel marin dans le minerai. La chute de la charge d'une sole à l'autre casse les masses spongieuses qui ont pu se former dans le grillage.

Fours à sole circulaire tournante. — Le lecteur trouvera dans la Métallurgie de l'argent, de Rosvag, dans cette Encyclopédie, la description des fours à sole circulaire tournante de Gibbs et Gerltharp, et du four à double sole de Parkes avec agitateur mécanique.

Four rotatif ou cylindre de Brückner. — Description de l'appareil. — Parmi tous les appareils employés avec plus ou moins de succès, pour effectuer le grillage des minerais, nous devons signaler le four rotatif ou cylindre de Brückner. L'usage de ce four, introduit au Colorado en

1867, s'est rapidement étendu à tous les États de l'union, et il partage avec le four Stetefeld que nous décrirons ultérieurement la faveur des métallurgistes américains.

Comme il n'est guère connu en France, où l'emploi d'un appareil similaire (Four-revolver) est restreint à la fabrication de la soude par le procédé Leblanc, nous entrerons, à son égard, dans quelques détails circonstanciés.

Ainsi que le montre la figure ci-après (Pl. III, fig. 26), l'appareil consiste dans un cylindre extérieurement formé par une enveloppe en tôle de l'épaisseur usuelle des tôles à bouilleurs. Il a, d'ordinaire, 3^m,75 de longueur et 1^m,65 de diamètre.

Ses extrémités sont en partie fermées, en laissant au centre de chacune d'elles une ouverture de 0^m,60 de diamètre.

Les parois extrêmes présentent chacune un rebord circulaire limitant l'ouverture centrale et faisant communiquer le cylindre, tout en lui laissant un certain jeu, avec des ouvertures correspondantes pratiquées, d'un côté, dans la paroi du foyer, de l'autre, dans le rampant conduisant aux chambres de condensation qui précèdent la cheminée.

Dans son mode de construction primitif le cylindre était fermé par des parois ajustées à angle droit; actuellement la forme de ses extrémités est en tronc de cône. Les deux dispositifs sont à la fois indiqués sur la figure. Deux cercles en fonte, à section carrée, sont boulonnés à l'extérieur du cylindre et chacun d'eux tourne sur des rouleaux de friction. L'un de ces cercles de support s'ajuste entre les rouleaux qui sont, dans ce but, munis de rebords et il prévient ainsi la tendance que pourrait avoir le cylindre à glisser hors de sa position normale.

Après du cercle de support et du côté du rampant, est ajustée une roue dentée, fondue d'une seule pièce et tournée avec soin, qui s'engrène avec un pignon vertical communiquant au cylindre son mouvement de rotation. La transmission est combinée de manière à pouvoir obtenir les deux vitesses requises dans les diverses périodes de l'opération et de façon que, s'il existe plusieurs cylindres dans l'usine, chacun d'eux puisse être arrêté à volonté sans interrompre la marche des autres.

A l'intérieur sont disposés six tubes en fer creux formant un diaphragme en forme de grille, destiné à forcer la charge à se mouvoir continuellement en avant et en arrière, d'un bout à l'autre du four. Leur inclinaison respective est indiquée figure 4.

Le cylindre est garni intérieurement d'un revêtement en briques de bonne qualité. Ces briques sont posées à plat et jointoyées avec un mortier composé d'une partie d'argile réfractaire et de deux parties de briques réfractaires pilées. Ce revêtement est tantôt ancré au moyen de fers boulonnés à l'enveloppe en tôle, tantôt construit en briques taillées ou moulées formant voûte intérieure et ne nécessitant pas d'ancrage. Suivant le soin avec lequel ce revêtement est construit, il peut durer un an ou plus sans réparations.

Le foyer est tantôt construit entièrement en maçonnerie de briques réfractaires avec armatures en fer, tantôt avec plaques de côté en tôle ou en fonte, revêtues intérieurement de briques réfractaires.

FOUR ROTATIF OU CYLINDRE DE BRÜCKNER

Pl. III.

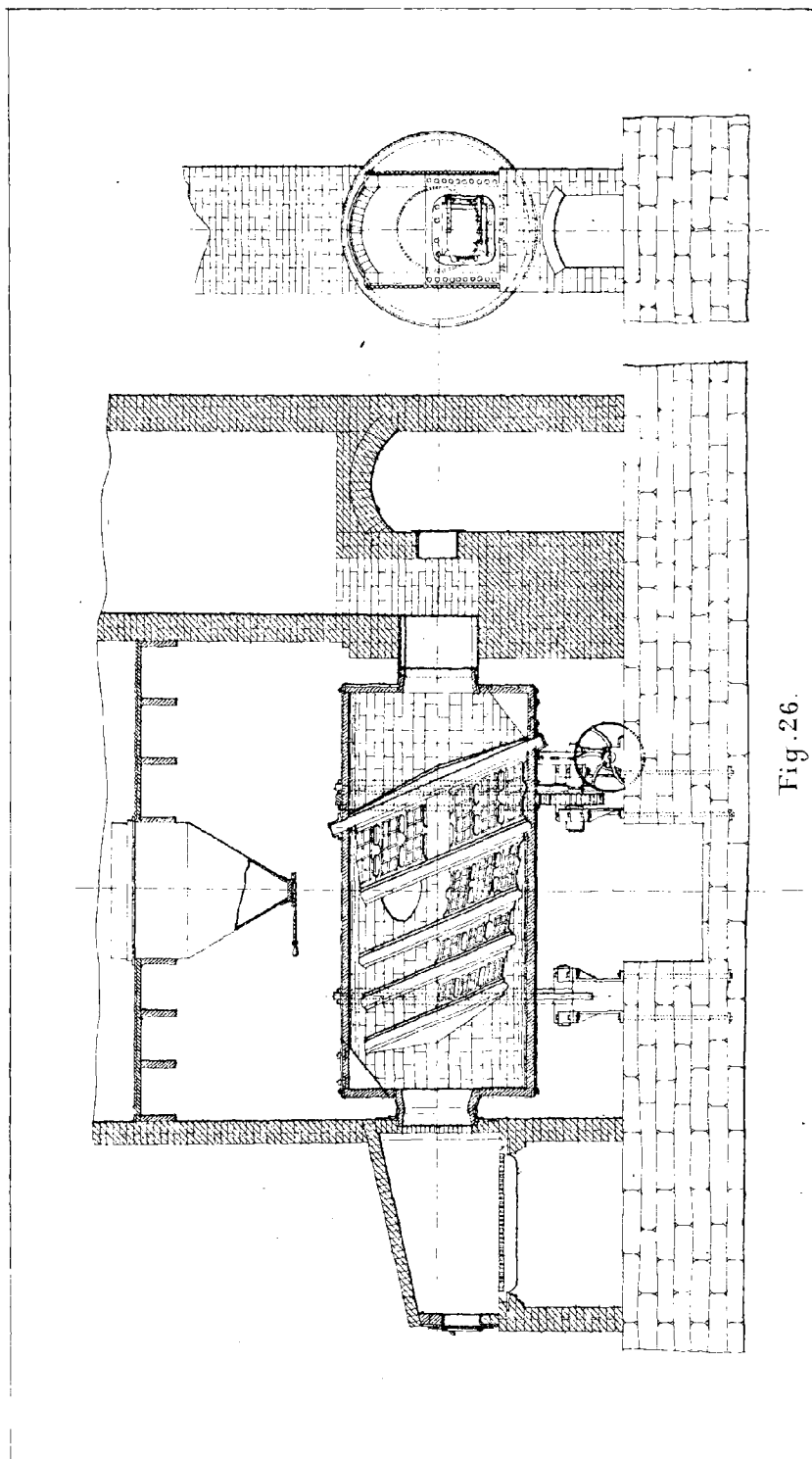


Fig. 26.

Auto-imp. L. Courcier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

Lorsque le four est chauffé au bois, le foyer a ordinairement 1^m,80 de longueur, sur 1^m,10 de largeur. La hauteur de la voûte au-dessus de la grille est de 0^m,85 près de la porte de chargement, et de 1^m,10 près de l'ouverture qui fait communiquer le foyer au cylindre. La durée du foyer est généralement de six à huit mois.

A l'extrémité opposée et communiquant avec le rampant de sortie, se trouvent des chambres de condensation destinées à recueillir les poussières entraînées hors du fourneau par le mouvement des gaz. Les grosses poussières se déposent dans une première chambre contiguë au cylindre et communiquant avec lui par un rampant incliné. Les poussières fines se rendent dans une chambre de 12 mètres de longueur de 1^m,80 de largeur et de 2^m,10 de hauteur. On utilise la chaleur des gaz pour chauffer partiellement l'aire de séchage des minerais établie sur les chambres de condensation.

La quantité de poussières, ainsi recueillies, n'est pas négligeable, car elle s'élève, en général, à 10 pour 100 du poids du minerai et peut même atteindre 25 pour 100 lorsque le minerai est très léger. Les sables sont remis dans le fourneau et les poussières fines font l'objet d'un traitement spécial après avoir été additionnées d'une petite quantité de minerai cru et de sel. Quelquefois on lance un jet de vapeur dans les chambres dans le but d'humecter les poussières et de faciliter leur dépôt.

Pendant la période de travail le cylindre tourne à raison d'une demi-révolution par minute; au moment du déchargement, le dispositif de la transmission permet d'accélérer cette vitesse.

En terminant la description du cylindre de Brückner, nous devons faire observer que le diaphragme, primitivement considéré comme indispensable à la bonne marche de l'appareil, est sujet à une usure rapide, et que dans quelques usines on a définitivement renoncé à son emploi. L'opinion générale des métallurgistes, appelés à se servir de cet appareil, paraît être actuellement que le mouvement rotatoire du cylindre suffit pour amener toutes les parties de la charge en contact avec les gaz oxydants; d'un autre côté, la suppression du diaphragme réduit, dans une forte proportion, la quantité de poussières entraînées.

Nous donnons dans la planche IV, fig. 27, le type actuel d'un four de grandes dimensions, sans diaphragmes, de 7 pieds de diamètre sur 18 pieds de longueur, pouvant griller à la fois 6 à 8 tonnes de minerai.

Mode de travail. — Les minerais de toute nature peuvent être grillés dans cet appareil, mais ils doivent, au préalable, être finement pulvérisés. Lorsqu'ils contiennent une forte proportion de pyrites, de blende, de galène, ce qui est ordinairement le cas des minerais auro-argentifères, ils ont une grande tendance à former des composés fusibles et à s'agglutiner en masses agglomérées qui non seulement se grillent difficilement, mais qui ne sont plus attaqués par le sel marin ajouté dans la période de chloruration et qui doivent, en conséquence, être traitées à nouveau.

La charge précédente étant enlevée, le four est, d'habitude, au rouge sombre; s'il n'atteint pas cette température on le chauffe jusqu'à ce point, en le

laissant tourner à vide. Lorsque la température est convenable, on arrête le mouvement de façon à amener la porte de chargement du four au-dessous de la trémie ménagée dans le plancher de chargement supérieur. Cette trémie est terminée par une porte à coulisse; le minerai y est déversé à l'aide de brouettes qui servent à le transporter, depuis le plancher de chargement où il est entassé, jusqu'à l'orifice de la trémie.

Le poids de la charge est variable et dépend de la nature du minerai. Avec un minerai tenant 10 à 12 pour 100 de sulfures métalliques, moitié blende moitié galène, la charge ne dépasse pas 1 800 kilogrammes; avec 50 pour 100 de sulfures elle est réduite à 1 700 kilogrammes et même à un poids beaucoup moindre, si le minerai est difficile à griller.

Comme règle générale on admet que la charge est déterminée par le fait qu'elle doit atteindre sans la dépasser, la partie basse de l'ouverture par laquelle pénètrent les gaz de chauffage, lorsqu'elle a *foisonné* et s'est gonflée à son point maximum suivant les détails que nous donnerons ultérieurement.

Le temps nécessaire à l'élaboration d'une charge varie naturellement aussi avec la nature du minerai : il est réduit à son minimum de 3 ou 4 heures lorsque le minerai est *léger*, c'est-à-dire en grande partie formé d'oxydes; il atteint 12 heures et quelquefois 20 heures lorsque le minerai est *lourd*, c'est-à-dire très chargé en sulfures métalliques.

Aussitôt que la charge a été introduite, la porte de chargement est fermée et lutée, et l'on donne au cylindre son mouvement d'un demi-tour par minute. A ce moment le cylindre doit être à une haute température, quand les minerais sont très sulfurés, pour que la combustion du soufre soit aussi rapide que possible. A cet effet, on ferme le registre du rampant lorsque la charge est introduite; puis on l'ouvre dès que le soufre commence à brûler, en admettant autant d'air que possible. Avec des minerais très sulfurés la combustion du soufre dure de 3 à 5 heures et, pendant ce temps, on entretient simplement le feu sur la grille. A partir du moment où la combustion cesse d'être visible, il faut encore de 5 à 6 heures pour compléter le grillage, et pendant ce temps le four est graduellement amené à la chaleur rouge.

Lorsque les minerais sont formés de sulfures, la chloruration qui suit le grillage ne commence donc qu'au bout de 8 à 11 heures; lorsqu'au contraire ils sont surtout composés d'oxydes, cette dernière opération peut commencer dès que la masse a atteint la chaleur rouge.

Le sel marin qui doit produire la chloruration est introduit par la trémie de chargement. La proportion de sel varie suivant la composition chimique du minerai; elle est rarement inférieure à 5 pour 100.

Aussitôt que le sel a été introduit, le minerai commence à devenir spongieux à cause du dégagement de chlore. Ce gaz se produit par double décomposition entre les sulfates formés pendant le grillage et le chlorure de sodium ajouté. L'odeur d'acide sulfureux qui se manifestait pendant le grillage est peu à peu remplacé par une odeur de chlore qui devient très sensible une demi-heure avant que le grillage de la charge ne soit terminé.

Des échantillons sont prélevés dans la charge, soit par la porte du rampant,

CYLINDRE DE BRÜCKNER MODIFIÉ

Pl. IV

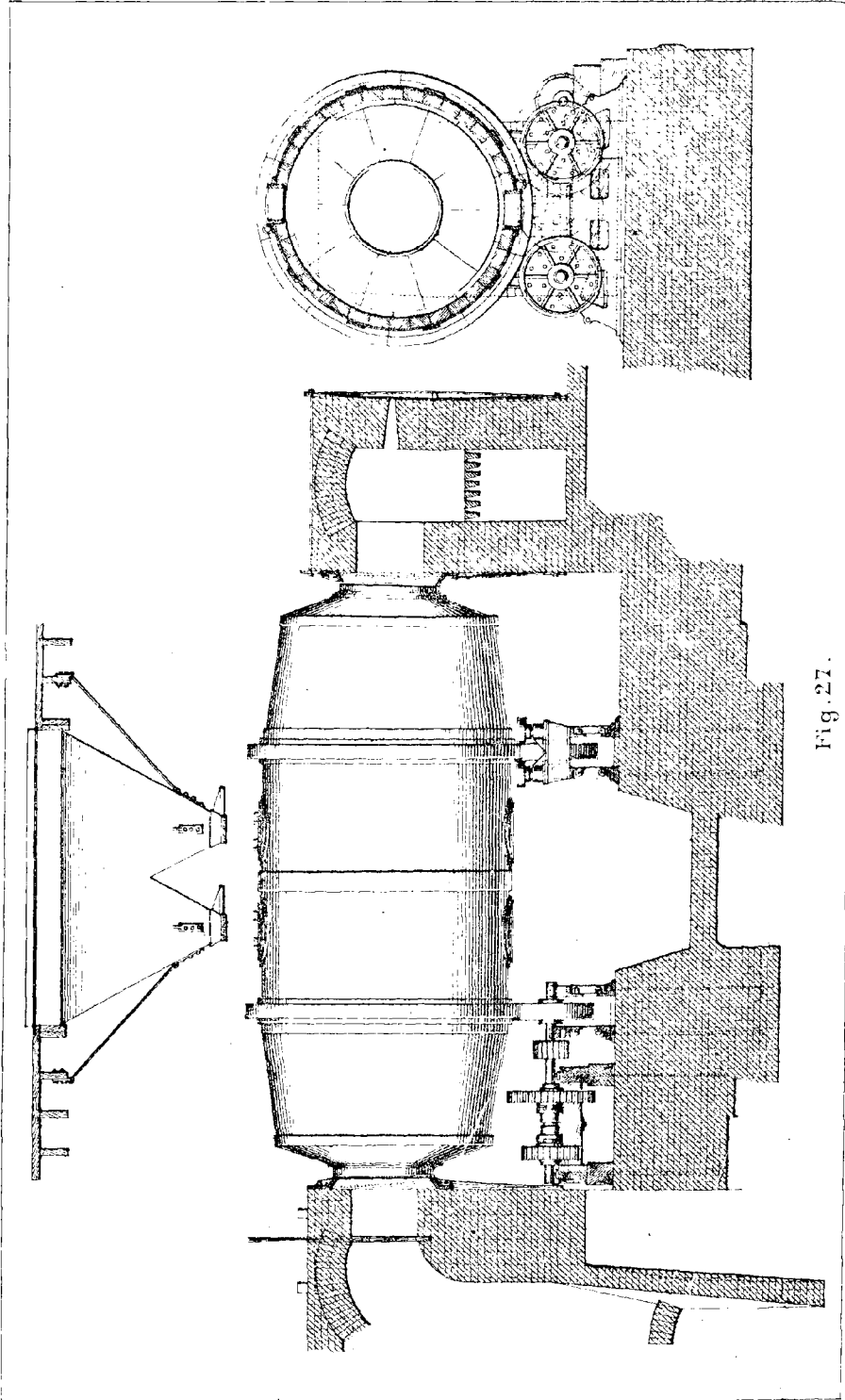


Fig. 27.

Avis-imp. L. Courcier, 43, rue de Dantzig, Paris

soit par la porte du cylindre elle-même, et des essais doivent être faits au laboratoire pour reconnaître la marche de la chloruration.

Lorsqu'on travaille un minerai toujours identique à lui-même, l'expérience du contremaître grilleur peut, dans une certaine mesure, suppléer à ces essais. L'aspect du minerai ainsi que l'odeur des gaz permettent de juger le moment auquel on peut considérer la chloruration comme terminée.

Le degré de chloruration des métaux précieux contenus varie de 85 à 95 pour 100, suivant la nature du minerai et suivant le soin avec lequel l'opération a été conduite.

Lorsque la chloruration est terminée, ce qui a lieu, suivant la nature du minerai, de 4 à 13 heures après l'introduction de la charge, on amène sous le cylindre un wagonnet en fer, on ouvre la porte de chargement et on fait tourner le cylindre à sa plus grande vitesse.

La charge tombe peu à peu dans le wagonnet et on la conduit sur un plancher refroidisseur. Quelquefois le wagonnet est remplacé par une trémie à demeure au fond de laquelle une chaîne à godets puise le minerai pour le transporter dans une bache à parois refroidies par un courant d'eau. On économise ainsi un temps considérable pour le refroidissement et on diminue beaucoup la main-d'œuvre.

Le déchargement du cylindre exige 1 heure ou 1 heure et demie de travail.

Malgré les soins que l'on prend pour régler la température, il est impossible d'empêcher la formation de *croûtes* qui restent attachées aux parois. Ces croûtes doivent être détachées au ringard, broyées et traitées à nouveau; il en est de même pour les *refus* du tamisage auquel le minerai refroidi est soumis avant de passer à l'amalgamation. Une proportion d'un sixième de minerai *cru* et une demi-charge de sel est ajoutée à ces résidus dont le traitement exige, dans le cas de minerais difficiles à griller la mise en marche d'un four sur cinq, pendant deux jours par semaine.

Nous avons expliqué, dans le paragraphe relatif aux principes de la chloruration des minerais, les conditions dans lesquelles le sel marin peut agir efficacement; nous rappellerons simplement ici que, pour la bonne conduite de l'opération, le sel doit être introduit avant que la totalité du soufre soit expulsée et, en second lieu, qu'il faut surtout s'attacher à prévenir l'agglomération du minerai. Ce dernier résultat est difficile à obtenir lorsque le minerai est très plombéux.

Conditions économiques du grillage et de la chloruration au cylindre de Brückner. — On estime que, pour des minerais courants, la quantité de combustible nécessaire au grillage est d'environ $\frac{3}{4}$ de corde de bois (2 st. 7) ou $\frac{3}{8}$ de tonne de houille par charge usuelle de 1^t,750 soit environ 1 stère $\frac{1}{2}$ de bois ou 245 kilogrammes de houille par tonne.

Dans le cas de minerais légers cette proportion peut descendre à la moitié environ des chiffres précédents.

Le bois de pin ou de sapin usité, aux États-Unis, dans ces fourneaux coûte de 3 \$ 50 à 5 \$ la corde, suivant les localités, ou en d'autres termes de 5 à 7 francs le stère.

Nous citerons, d'après Th. Egleston, le coût du grillage et de la chloruration en 1871 dans l'usine de *Caribou* employant 4 cylindres et passant 20 tonnes de minerai par jour.

DÉSIGNATIONS DIVERSES	POUR 20 TONNES PAR JOUR	PAR TONNE EN DOLLARS	PAR TONNE EN FRANCS
2 ouvriers grilleurs à 3 \$ 85.	7 \$ 70	0 \$ 385	2 fr. 0
1 aide à 3 \$.	3	0.150	0.78
4 cordes de bois à 3 \$ 50 la corde.	14	0.700	3.64
1 tonne de sel à 70 \$ la tonne.	70	3.500	18.20
Huile, bougies, plombagine, etc.	0.40	0.020	0.11
1/3 des frais des moteurs de l'usine et des dépenses générales.	11.10	0.555	2.88
TOTAL des frais de grillage et de chloruration.	106 \$ 2 0	5 \$ 31	27 fr. 51

A *Georgetown* (Colorado) les dépenses pour griller un minerai léger peuvent, d'après le même auteur, s'évaluer de la façon suivante, pour une usine à 2 cylindres passant 7 tonnes en 24 heures.

DÉSIGNATIONS DIVERSES	POUR 7 TONNES PAR JOUR	PAR TONNE EN DOLLARS	PAR TONNE EN FRANCS
1 grilleur de jour et 1 de nuit à 5 \$ 25.	6 \$ 50	0 \$ 93	4 fr. 84
7 % de sel ou 980 livres à 3 cents la livre.	29.40	4.20	21.84
1 corde 1/2 de bois à 5 \$ la corde.	7.50	1.07	5.56
TOTAL des frais spéciaux de grillage.	43 \$ 40	6 \$ 20	52 fr. 24

Comme on le voit par les tableaux qui précèdent, l'élément prédominant du prix de revient est le coût du sel dont le prix est fort élevé dans certains districts miniers des États-Unis, à cause de l'éloignement des lieux de production de ce réactif.

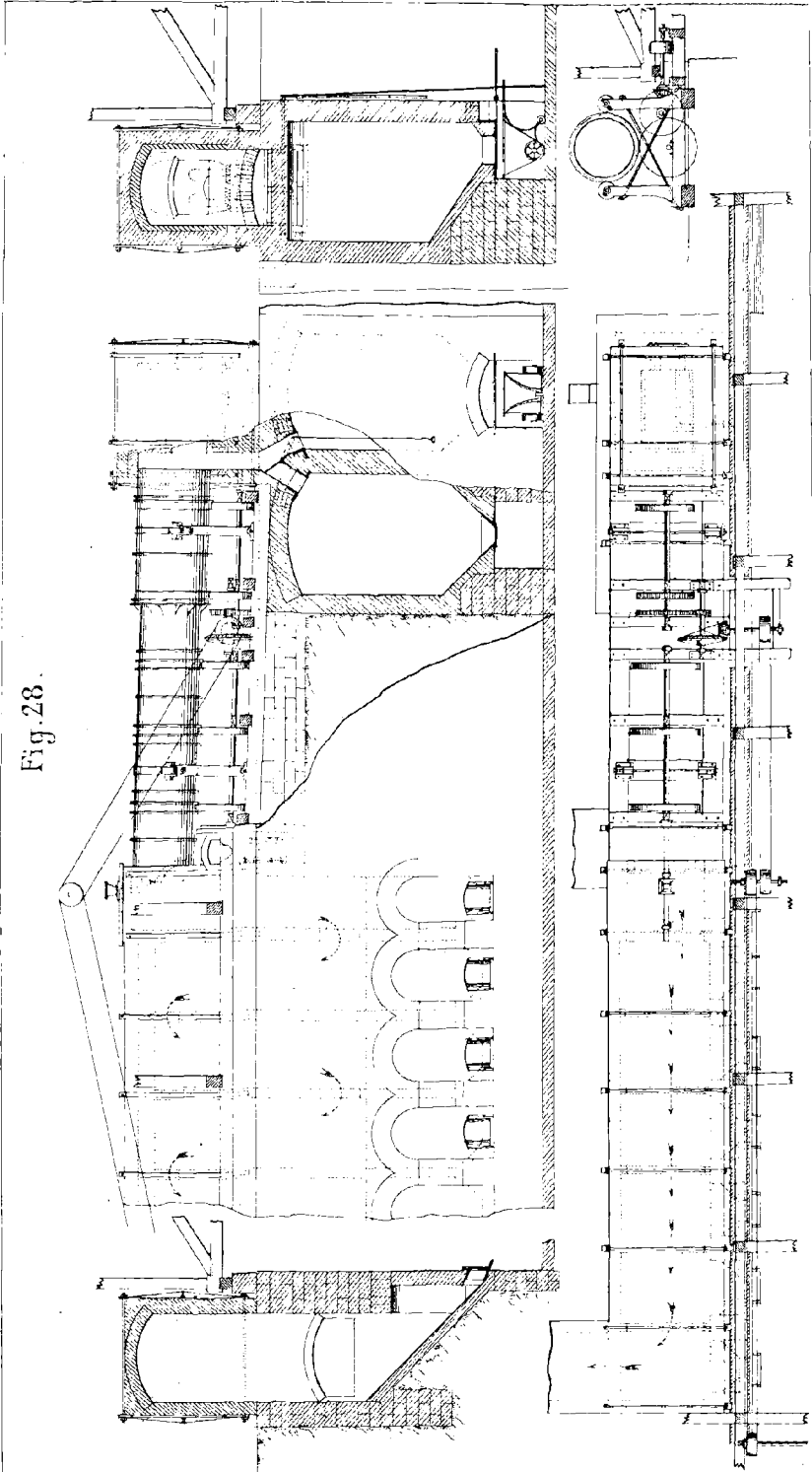
Modifications au four de Brückner. — Le four de Brückner a été modifié par de nombreux inventeurs, en particulier par Smith, White et Howell, Oxland, Hofmann. Nous décrirons les deux types qui nous paraissent les plus intéressants.

Four rotatif de White et Howell. — Dans le four de Howell perfectionné, la cuve cylindrique a été allongée et légèrement inclinée; elle a 18 mètres de longueur sur 1^m,50 de diamètre. De plus, le garnissage est disposé pour faire le brassage complet du minerai. A cet effet, dans chaque section droite du four, 6 briques font saillie à l'intérieur et toutes ces briques en saillie forment sur la surface intérieure 6 cannelures hélicoïdales.

FOUR DE CRILLAGE DE HOWELL, PERFECTIONNEE

PL.V

Fig. 28.



Auvo-imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

Le minerai, chargé continuellement par un plan incliné à l'extrémité la plus froide du four, est amené peu à peu par la rotation même vers la partie la plus chaude. A l'extrémité du cylindre, le minerai tombe dans un four à réverbère de 2^m,50 de long sur 1^m,88 de large, chauffé directement par les flammes du foyer. La planche V, fig. 28, indique la construction du four et de ses accessoires.

Ce four produit 8 à 10 tonnes de minerai par jour, en brûlant 0',14 à 0',166 de charbon par tonne de minerai. A Chicago, le grillage fait par ce four coûte 1,80 dollar, au lieu de 2,36 dollars, prix du même grillage dans un réverbère ordinaire.

A *Deloro Mine*, Ontario, Canada, le minerai est grillé dans 3 cylindres tournants successifs, inclinés, traversés par les gaz du foyer. Le premier cylindre a 20 pieds de long sur 3 de diamètre au petit bout (entrée du minerai) et 4 pieds de diamètre au gros bout. Il ne sert qu'à dessécher le minerai, qui tombe automatiquement dans le second cylindre incliné, où commence le grillage. Celui-ci a 30 pieds de long sur 5 pieds de diamètre extérieur. Le garnissage est formé de briques de 4,5 pouces d'épaisseur et présente 8 cannelures saillantes formées par des briques de 9 pouces de long. La saillie des cannelures est donc de 4,5 pouces. De ce cylindre, le minerai tombe dans un troisième cylindre de 48 pieds de long sur 4 de diamètre et un garnissage de 4,5 pouces d'épaisseur muni de 6 cannelures.

Les deux cylindres servant au grillage sont montés avec enveloppe d'air et recouverts de laine minérale puis d'une chemise de papier.

La production est de 10 tonnes par 24 heures.

Four rotatif d'Hofmann. — Le four rotatif d'Hofmann qui est figuré pl. VI, fig. 29, est muni d'un foyer à chacune de ses extrémités au lieu de n'avoir qu'un foyer unique comme le cylindre de Brückner.

De chaque côté se trouve un rampant, entre le foyer et le cylindre, qui pénètre dans les chambres à poussières reliées au rampant principal. Au moyen de registres de réglage le courant d'air et les gaz peuvent être dirigés dans le four dans l'une ou l'autre direction.

Le but du double foyer est de permettre d'exposer l'ensemble de la charge à une température uniforme. Le feu est d'abord poussé d'un seul côté, les registres de ce même côté étant fermés, tandis que le tirage s'opère du côté opposé par l'ouverture du registre correspondant. Après quelques heures le feu est allumé dans l'autre foyer et on renverse la position des clefs de réglage.

En alternant une ou deux fois l'action des foyers pendant le grillage les deux moitiés de la charge sont soumises à la température voulue sans qu'il y ait surchauffage d'une portion de la masse. La chloruration peut ainsi être obtenue plus complète et plus régulière et on diminue la proportion des masses agglomérées.

La manœuvre des registres du rampant principal et des rampants secondaires permet également de faire arriver sur le minerai en même temps que les gaz du foyer un courant d'air qui active la combustion des gaz et l'oxydation du minerai. Ce four est également approprié aux minerais qui demandent une température très basse ou une température très haute pour être convenablement

grillés. En particulier les minerais antimonières et ceux qui s'agglomèrent facilement subissent, dans ce four, un excellent grillage quand on soumet alternativement les charges, par moitié, à l'action de feux modérés. De même les minerais peu sulfurés ou ceux dont la chloruration exige une température élevée sont facilement soumis à de hautes températures en alternant l'intensité des foyers à chacune des extrémités du four.

A ces avantages se joint la possibilité de construire des cylindres d'une capacité bien supérieure à celle que la pratique a assignée aux fours à simple foyer.

Le grillage chlorurant dans cet appareil n'a donné, d'après Egleston, que 7 à 10 pour 100 de perte en or.

Four de grillage à cuve dit four Stetefeld. — Les fours de grillage que nous venons d'étudier reposent tous sur le même principe : ce sont les gaz produits dans un foyer qui viennent lécher la surface de la charge, et l'on ne peut obtenir le grillage de la masse qu'en renouvelant la surface ainsi soumise à l'action oxydante des gaz du foyer ou de l'air introduit avec eux. Le travail au rable exécuté par l'ouvrier dans les fours à réverbère, ou les mouvements du four rotatif ne parviennent à produire ce renouvellement des surfaces qu'au bout d'un temps relativement considérable. Il faut, de même, lorsqu'on opère la chloruration dans ces appareils, laisser le contact se prolonger assez longtemps, entre le sel et la charge, et favoriser les réactions par un brassage énergique.

Le four à cuve dit *four Stetefeld*, du nom de son inventeur, repose sur un principe tout différent. C'est une cuve ou puits vertical par lequel montent les gaz d'un ou de plusieurs foyers, et dans lequel un distributeur mécanique laisse tomber *en pluie*, d'une façon continue, le minerai finement pulvérisé et ordinairement mélangé au sel qui doit le chlorurer.

On peut, à bon droit, s'étonner que, pendant les quelques secondes que dure seulement la chute du minerai, les réactions d'oxydation et de chloruration puissent se produire ; ce résultat est néanmoins atteint, même avec des minerais très complexes c'est-à-dire tenant, en dehors de la gangue inerte, les métalloïdes minéralisateurs : soufre, arsenic et antimoine, et les métaux combinés : cuivre, zinc, fer, plomb, argent et or. L'expérience a, en effet, prouvé qu'avec de tels minerais on arrive dans ce four à chlorurer 80 à 95 pour 100 de l'argent contenu.

Cette rapidité d'action tient à ce qu'en tombant, les grains du minerai sont isolés et en contact par toute leur surface avec l'atmosphère des gaz oxydants et de chlore à haute température qui remplissent la cuve. Nous verrons d'ailleurs que l'opération peut s'achever, après la chute, dans la masse du minerai accumulé à la base.

Description de l'appareil. — Le four Stetefeld se compose, ainsi que le montre la figure ci-après (fig. 30) d'une cuve, B, chauffée par deux foyers, G ; à partir de la partie supérieure de la cuve un rampant incliné, H, également chauffé par un foyer, E, conduit les gaz et les poussières entraînées par le tirage

FOUR ROTATIF DE HOFMANN.

Pl VI

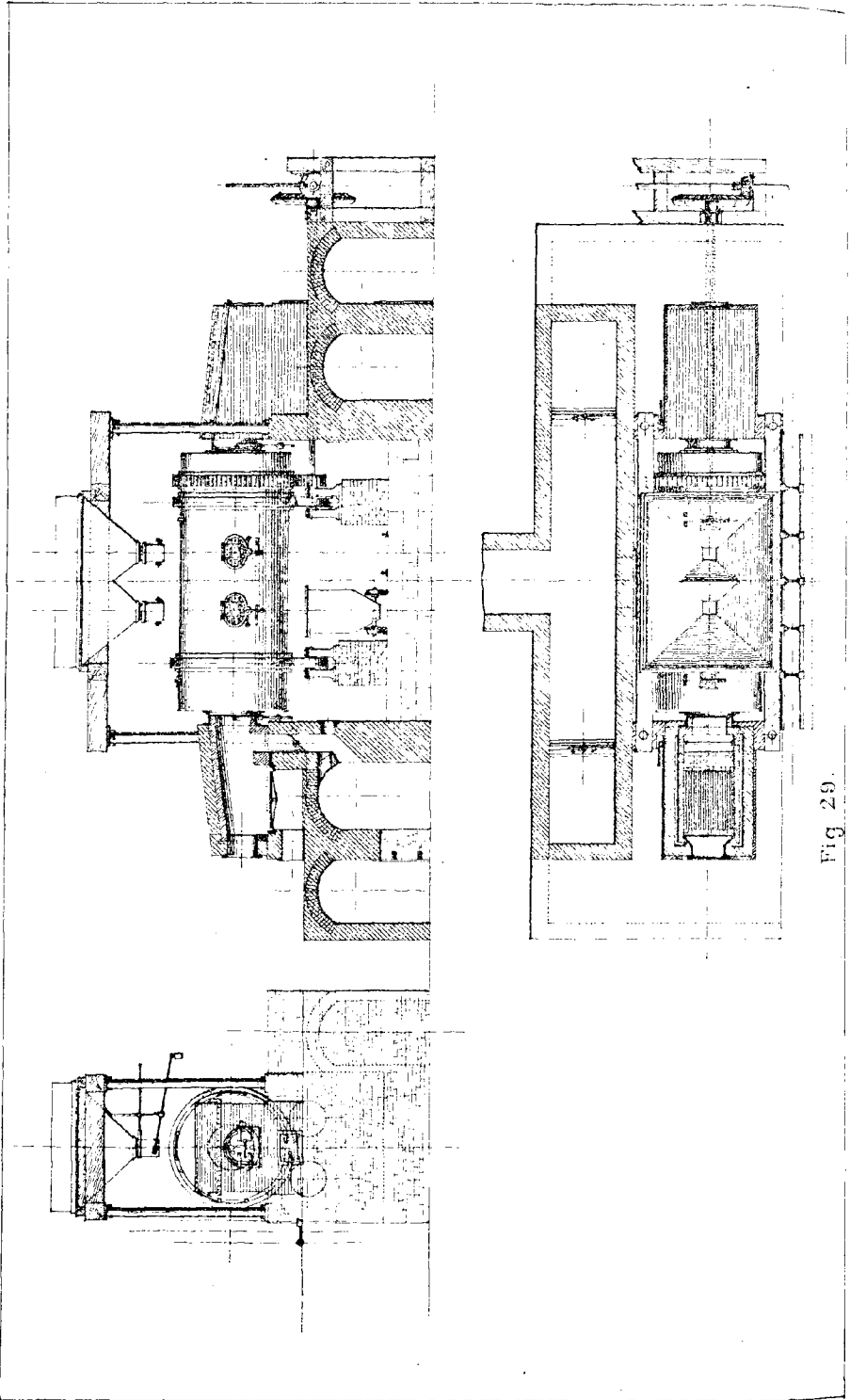


Fig. 29.

Arch. Ind. L. Coultier & Fils, s.p.a. - P. 247, fig. 29.

de la cheminée, à travers des chambres à poussières où s'effectue le dépôt, tandis que les gaz s'échappent dans l'atmosphère.

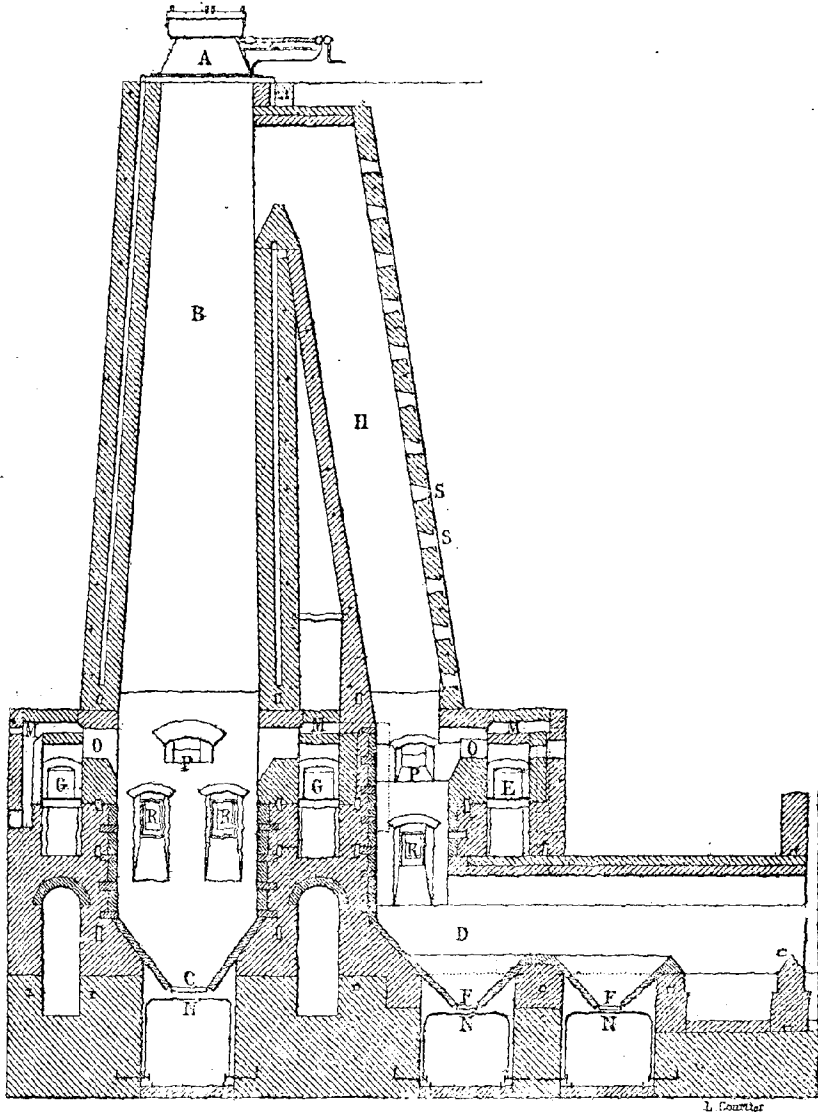


Fig. 30.

Le minerai tombe dans la cuve, B, et son admission est réglée par le *distributeur*, A, que nous décrirons ultérieurement. Dans sa chute, il rencontre les gaz ascendants des deux foyers, G, qui pénètrent par les rampants, O. Dans ces mêmes rampants débouchent les carnaux, M, qui communiquent avec l'air extérieur par deux ouvertures qui peuvent être réglées de manière à introduire

la quantité d'air justement nécessaire pour assurer la combustion des gaz. L'admission de l'air se fait sous les foyers par des portes à registre.

Au niveau du rampant, O, sur chacun des deux autres côtés du four, il existe deux portes, P, l'une s'ouvrant dans la cuve principale, l'autre dans le grand rampant incliné, pour permettre de surveiller la marche de l'opération. Au-dessous de ces portes, P, d'autres portes, R, dont la partie inférieure est très inclinée vers le fond du four, permettent d'introduire des outils pour nettoyer les parois lorsque le minerai s'y attache.

La cuve a généralement de 30 à 35 pieds (9 mètres à 10^m,50) de hauteur; on porte quelquefois cette hauteur à 45 pieds (13^m,50) lorsqu'on veut augmenter la capacité du four ou lorsque les minerais que l'on y passe contiennent beaucoup de bas métaux. La section est carrée et varie de 4 à 5 pieds (1^m,20 à 1^m,50) de côté.

Dans quelques-uns des plus grands fourneaux on a donné jusqu'à 6 pieds (1^m,80) de côté à cette section. Les parois du four sont formées de deux murs en briques de 0^m,21 d'épaisseur séparés par un espace de 0^m,08 rempli de cendres ou de sable pour empêcher la déperdition de la chaleur.

Une trémie, C, fermée par une trappe, N, est installée à la base de la cuve, et deux autres trémies, F, règnent à la base du rampant incliné. Le minerai s'accumule dans ces trémies avant son déchargement dans des wagonnets qui le transportent à l'aire de refroidissement.

Le grand rampant incliné est percé d'une série de portes, S, qui permettent de nettoyer cette partie de l'appareil pendant la marche.

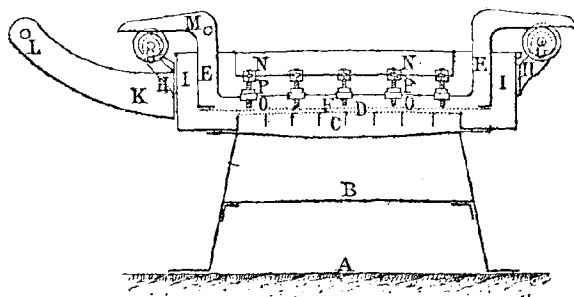


Fig. 31.

La cheminée qui fait suite à la chambre à poussière, D, doit avoir au moins 45 mètres de plus que le four; on lui donne souvent une élévation de 30 mètres au-dessus du sommet au four. La section de la cheminée de tirage varie de 4^m,20 à 4^m,50 de côté; on peut profiter, pour sa construction, du relief du terrain environnant en établissant sur le sol un *trainard* sur la pente des collines jusqu'à la cheminée verticale à construire à leur sommet. Un registre doit être en tout cas établi pour régler le tirage, car un tirage bien réglé est indispensable, dans ce genre de four, au succès de l'opération.

Le *distributeur mécanique* placé au sommet de la cuve consiste (voir fig. 31) dans une trémie en fonte, A, munie d'un registre, B, qui est ouvert lorsque le

four est en marche. Au-dessus est placée une autre pièce en fonte recouverte d'une grille double à cadre également en fonte, C; cette grille est formée d'une plaque d'acier percée de trous d'au moins 3 millimètres de diamètre aussi rapprochés que possible, au-dessus de laquelle se meut une autre grille, F, en toile métallique à gros trous. Cette grille mobile et son bâti en fer, E, reposent sur des rouleaux de friction, G, tournant dans des supports, H, qui peuvent être élevés ou abaissés, au moyen de vis, pour obtenir la distance voulue entre la grille perforée, D, et la toile métallique, F. Le support ou bras, K, porte un arbre à excentrique, L, qui est relié à l'arbre, M, porté par le cadre, E, de façon à obtenir le mouvement de va-et-vient de ce dernier. Comme ce mouvement ne serait pas suffisant pour faire passer à travers les deux grilles le minerai déversé d'une manière continue par les élévateurs au-dessus de la grille supérieure, on fixe des lames, O, au support, N. Ces lames peuvent être élevées ou abaissées par les écrous, P, de manière à les amener plus ou moins près de la grille, F; elles aident à distribuer uniformément le minerai.

La vitesse usuelle imprimée au cadre mobile varie de 20 à 60 coups par minute, une poulie à cône sur l'arbre moteur permet de régler cette vitesse; en modifiant cette dernière et en faisant varier la distance entre les grilles, on peut augmenter ou diminuer comme on le désire la proportion de minerai introduite dans le four, tout en régularisant parfaitement le débit.

Mode de travail. — Les détails de construction que nous venons de donner montrent que le travail manuel de l'ouvrier est réduit au minimum dans ce genre de four. Le minerai arrive à son sommet dans l'état de pulvérisation reconnu comme étant le mieux approprié au traitement subséquent; le mélange de sel marin a été préalablement fait d'une manière intime, le plus souvent à l'aide du bocardage à sec simultané du minerai et du sel desséchés, ainsi que nous le verrons dans la description de la méthode de traitement. Ce mélange est distribué mécaniquement à l'orifice du four, l'ouvrier n'a donc à intervenir que pour régulariser la chauffe des foyers, et pour enlever les matières qui s'accumulent soit dans la trémie principale, soit dans les trémies situées au bas du rampant incliné. Il doit ensuite vérifier s'il ne se produit pas d'obstructions au bas de la cuve ou dans le rampant, obstructions qui, en modifiant le tirage, changeraient la marche de l'appareil. Les nombreuses ouvertures ménagées permettent de s'assurer facilement du fait et d'y porter remède.

Le tirage de la cheminée d'appel a, comme il est facile de le comprendre, une grande influence sur la durée de la chute du minerai dans la cuve verticale, et sur l'entraînement plus ou moins considérable des matières dans le rampant incliné; le temps pendant lequel les réactions oxydantes et chlorurantes peuvent se produire et, par conséquent, la réussite du grillage chlorurant dépend donc en partie d'un réglage du tirage approprié à chaque nature de minerai. Le chef grilleur doit, en conséquence, modifier, suivant les circonstances, l'ouverture des registres d'admission au-dessus des foyers par lesquels entre l'air destiné non seulement à brûler le gaz de la combustion, mais à fournir un excès d'oxygène nécessaire aux réactions oxydantes; il règle de même le registre de la cheminée d'appel et enfin la vitesse du distributeur.

En marche normale, il passe par le rampant incliné une proportion du minerai variant de 50 à 50 pour 100 de la masse totale; la plus grande partie s'accumule dans la première trémie que l'on ne vide que lorsqu'elle est pleine, de même que pour la trémie de la cuve; afin de laisser les réactions de chloruration continuer dans la masse portée au rouge. On s'est assuré que ces réactions se continuent même sur le *plancher refroidisseur* où l'on transporte, à l'aide de wagonnets, le minerai déchargé des trémies.

Pendant l'intervalle de douze heures qui s'écoule avant que le minerai refroidi ne passe à la phase suivante du traitement, on estime que la chloruration qui a lieu dans cette période peut être évaluée à 5 ou même 20 pour 100 de la chloruration totale. Il est presque inutile d'ajouter que des essais continuels sont pratiqués pour doser exactement le degré de chloruration des métaux précieux obtenus soit dans les diverses parties du four, soit sur les matières soumises au traitement ultérieur.

Le débit d'un four Stetefeld varie énormément, indépendamment de la conduite du travail, suivant l'espèce de minerai que l'on y traite, surtout en raison de la quantité plus ou moins grande de bas métaux que le minerai contient et dont la présence gêne le grillage. Ce débit peut varier du simple au double, ou même au triple suivant la quantité de soufre à éliminer. Pour fixer les idées nous dirons qu'au moulin de l'*Ontario* (Utah) on a grillé jusqu'à 65 tonnes par 24 heures, et qu'à *Northern Belle* (Néevada) la quantité habituelle est d'environ 55 tonnes, quoique l'on soit arrivé à produire 70 tonnes par 24 heures. Dans ces deux localités les minerais traités sont principalement des oxydes, la gangue étant surtout formée d'oxydes de fer et de manganèse. En revanche, au moulin de *Lexington* (Montana) on ne traite qu'environ trente tonnes par four et par 24 heures, le minerai auro-argentifère étant formé de quartz compact avec pyrites, blende et galène.

La plupart des fourneaux de ce genre ont leur débit limité par la production des bocards qui les alimentent, laquelle est souvent de beaucoup inférieure à la quantité de matière que les fours pourraient traiter.

Le degré de finesse auquel le minerai doit être amené par le broyage, avant son passage au four Stetefeld, dépend du mode de traitement subséquent que l'on doit lui faire subir, lixiviation ou amalgamation. Il a été reconnu expérimentalement que, dans le premier cas, on peut se contenter d'un broyage plus grossier, tandis que, dans le second, la limite inférieure à laquelle on puisse s'arrêter correspond au passage du minerai dans la grille des bocards n° 50 (50 trous au pouce carré); avec une grille à plus gros trous on éprouve trop de difficulté à se débarrasser des parties les plus grossières de la *pulpe* dans le travail des *settlers* et les pertes en mercure et en amalgame qui en résultent sont trop considérables. Le degré de finesse dépend, en outre, des conditions dans lesquelles les parties minéralisées se trouvent disséminées dans la gangue. Si elles sont finement disséminées dans une roche dure il peut être nécessaire d'employer aux bocards une grille n° 60. C'est entre les deux limites citées qu'il convient de fixer par expérience, dans chaque cas déterminé, la finesse du broyage.

C'est également par tâtonnements et par expériences que l'on fixe la quantité

de sel marin à ajouter au minerai afin d'obtenir la chloruration la plus complète possible de l'argent contenu, à l'aide des réactions dont nous avons exposé les principes et sur lesquelles nous reviendrons à l'occasion des pertes de métaux précieux qu'entraînent le grillage et la chloruration; nous nous contenterons pour le moment de dire qu'avec des chambres à poussière bien établies la perte reconnue expérimentalement dans un four Stetefeld est, toutes choses égales d'ailleurs, beaucoup moindre que celle qui se produit généralement dans un four à réverbère.

La quantité de sel nécessaire est aussi proportionnellement moindre dans le four Stetefeld que dans les fours à réverbère, cette circonstance s'expliquant par le fait que le minerai étant préalablement mélangé d'une façon intime avec le sel, chaque particule, pendant le temps de sa chute dans la cuve, ou pendant son entraînement dans le rampant incliné, est librement exposé aux influences oxydantes et chlorurantes énergiques des gaz, et que les réactions se complètent pendant le séjour du minerai dans les trémies ou sur les aires de refroidissement. La quantité de sel ajoutée varie de 2 1/2 à 18 pour 100 suivant la nature du minerai. Au point de vue de la chloruration de l'argent, les expériences faites au moulin de l'Ontario montrent qu'il y a avantage à augmenter, dans une certaine limite, la proportion de sel employé. Voici le résultat de ces expériences :

Grillé avec	Argent chloruré
2 % de sel.	44,5 %
4 »	52, »
6 »	60,4 »
8 »	76, »
10 »	82,8 »
12 »	88,4 »
14 »	90,9 »
16 »	93, »

La proportion de la chloruration de l'argent que l'on peut obtenir par un mélange de sel approprié à la nature du minerai et par un travail bien régularisé, paraît varier entre les limites de 89 à 94 pour 100 ainsi qu'il ressort des expériences faites aux moulins de *Manhattam*, de *Surprise-Valley* et de *Lexington*.

Le tableau suivant donne les résultats obtenus au moulin de Lexington pendant une période de quatre mois, à l'aide de deux fours Stetefeld, résultats sur lesquels nous reviendrons en décrivant le fonctionnement de cette usine, qui paraît, à l'heure actuelle, avoir réalisé quelques progrès au point de vue de l'efficacité du grillage; nous devons néanmoins appeler l'attention des métallurgistes sur les chiffres suivants, à propos des fours Stetefeld, car ils montrent que pas plus avec ce genre de fours qu'avec tous les autres, on n'est parvenu jusqu'à ce jour à résoudre le problème d'éviter les pertes très considérables en or qui se produisent dans le grillage et la chloruration des minerais auro-argentifères.

MOIS	NUMÉROS DES FOURS	TENEUR des minerais de la batterie à la tonne		TENEUR du minerai grillé à la tonne		TENEUR des Tailings à la tonne		PROPORTION des métaux précieux restant dans les Tailings		PROPORTION du sel employé	PROPORTION des sels solubles	PROPORTION de la chloruration
		ARGENT	OR	ARGENT	OR	ARGENT	OR	ARGENT	OR			
		onces	once	onces	once	onces	once	%	%			
Avril	1	45.2	0.76	47.6	0.76	2.9	0.547	6.1	45.7	14.8	21.1	92.6
	2	44.5	0.75	47.5	0.76	3.0	0.55	6.5	46.5	14.6	20.5	92.5
Mai	1	57.0	0.85	52.7	0.88	3.0	0.586	5.5	45.8	14.5	19.5	95.8
	2	50.5	0.81	52.9	0.83	2.9	0.585	5.3	46.4	14.1	19.5	94.6
Juin	1	51.3	0.81	54.5	0.85	4.2	0.58	7.8	46.0	14.5	19.0	89.2
	2	51.1	0.80	55.2	0.84	3.7	0.58	6.8	45.5	14.5	20.0	92.5
Juillet	1	51.9	0.79	51.3	0.81	5.7	0.57	9.7	45.2	12.6	16.7	92.0
	2	50.8	0.80	54.0	0.81	4.7	0.57	9.2	45.4	13.2	17.2	92.0

Conditions économiques. — Pertes en or. — Le tableau qui précède montre bien à quelles difficultés on vient se heurter dans le traitement des minerais dans lesquels on cherche à extraire par amalgamation l'or en même temps que l'argent quand on s'adresse à la classe des *minerais rebelles*. Si, d'une part on arrive par une bonne conduite du feu et par une addition convenable de sel à chlorurer la presque totalité de l'argent, et par suite à le faire passer presque complètement dans l'amalgame, de façon à ne laisser qu'une proportion de 5 à 9 pour 100 de l'argent total dans les tailings ou résidus perdus du traitement, on voit, d'autre part, que la proportion d'or laissée dans ces mêmes résidus varie de 45 à 46 pour 100. En d'autres termes, on recueille 91 à 95 pour 100 de la valeur de l'argent et seulement 54 à 57 pour 100 de la valeur de l'or. Dans l'exemple de Lexington, en attribuant à l'once d'argent sa valeur approximative de 5 francs et à l'once d'or celle de 100 francs, un minerai tenant 50 onces d'argent et 75 onces d'or, valant par conséquent $250 + 75 = 325$ francs la tonne, montrera une perte moyenne de 50 francs sur laquelle la perte en or figurera pour 33 francs. Pour expliquer ces pertes si considérables en or dans le four Stetefeld, comme dans tous les fours de chloruration, on ne peut pas invoquer la volatilité du chlorure d'or puisque l'on retrouve l'or dans les tailings et que d'ailleurs le chlorure d'or paraît devoir être réduit en grande partie à l'état métallique à la haute température qu'il subit, ni l'attaque incomplète de l'or par le chlore, car le métal précieux s'amalgame tout aussi facilement que ses composés chlorurés, et nous ne croyons pas qu'il ait été donné jusqu'à ce jour d'explication satisfaisante de ce fait d'observation.

Quant à nous, nous serions très portés à penser, d'après les observations personnelles que nous avons relatées dans la première partie de ce travail à propos des silicates d'or, que la présence simultanée du quartz et de la soude du sel marin, à une haute température, donne naissance, avec l'or si finement

divisé ou à l'état naissant, à un *auro-silicate de soude*. Nous avons montré qu'il était facile de former des composés de ce genre et, d'ailleurs, tous ceux qui ont été appelés à distiller un amalgame d'or dans une cornue de verre ont pu observer que si on élève la température au rouge, le fond de la cornue prend une teinte jaune par la combinaison qui se fait entre le verre et une petite quantité d'or. Cet auro-silicate n'étant pas décomposé par le broyage avec le mercure, il nous semble naturel d'attribuer à sa formation dans les fours les pertes jusqu'ici qualifiées de mystérieuses, constamment observées, pour l'or, dans ce genre de travail.

Quantités de matériaux employés pour la construction. — Nous donnons ci-après le détail des matériaux entrant dans la construction d'un four Stetefeld capable de traiter de 40 à 100 tonnes de minerai en 24 heures, suivant la nature de ce dernier.

Pierres pour les fondations du four et des chambres à poussière.	80 à	400 m. c.
Briques communes pour le fourneau, le rampant, la cheminée et les chambres à poussière.	250 à	275 000 —
Briques réfractaires.		5 000 —

Voici les poids des diverses pièces métalliques.

Chargeur.	2 800 livres.
Fonte brute.	12 000 —
Fonte travaillée.	4 000 —
Pièces forgées ou de chaudronnerie.	3 850 —
Tôle brute.	850 —
Armatures pour briques.	9 500 —
Boulons.	4 500 —
Rails pour armatures.	10 000 —
	<hr/>
	47 500 livres.

Ce poids d'environ 22 tonnes comprend toutes les plaques, les grilles, les outils et les wagonnets.

Main-d'œuvre. — Ainsi que nous l'avons fait observer, le personnel nécessaire à la conduite du four est extrêmement réduit. Un seul ouvrier par poste est suffisant pour surveiller les foyers et l'alimentateur mécanique. Pour faciliter ce double travail un ascenseur est installé depuis le sol des foyers jusqu'au sommet du four. Cet ouvrier prend, en outre, à intervalles réguliers, les échantillons du minerai. Deux hommes par poste de 12 heures déchargent le minerai grillé et le conduisent au plancher refroidisseur, et sont suffisants si le four ne passe que 20 à 25 tonnes par 24 heures. Si le four a une capacité supérieure on emploie 3 postes de 8 heures, de telle sorte que 9 ouvriers en tout sont suffisants pour un travail de 24 heures.

Combustible. — Le combustible généralement employé est le bois. La quantité brûlée en 24 heures dépend naturellement du caractère du minéral, des dimensions du four et du tonnage que l'on veut passer dans ce laps de temps.

D'une façon générale on peut dire que plus les dimensions du four sont grandes, moins on use proportionnellement de combustible. Les minerais très sulfurés en exigent aussi moins que les minerais principalement oxydés, car le soufre du minéral dégage en brûlant une certaine quantité de calorique; mais, en revanche, la quantité que l'on peut passer en 24 heures diminue avec la complication des espèces minérales composant le minéral. La consommation de bois résineux coupé en bonne saison et suffisamment sec varie de 1 corde et demie à 5 cordes (5 st. 4 à 18 stères) par 24 heures. En moyenne on emploie de 2 à 3 cordes pour 25 à 30 tonnes et 4 cordes pour des fours de grandes dimensions. Le bois peut, comme on le comprend, être remplacé par un combustible minéral, et on utilise souvent des *générateurs à gaz*. Au *Manhattan mill* à Austin (Nevada) un mélange de bois et de charbon de bois employé dans un générateur à gaz a donné d'excellents résultats.

Prix de revient du grillage. — Voici comment s'établit le prix de revient du grillage à Nevada.

DÉSIGNATIONS DIVERSES	POUR 25 TONNES	POUR 25 TONNES	PAR TONNE
	EN DOLLARS	EN FRANCS	EN FRANCS
2 ouvriers chauffeurs à 4 \$ 50.	9 \$	46fr.80	1fr.87
4 manœuvres à 4 \$.	16	83. 20	3.33
2 cordes 3/4 de bois à 8 \$ la corde.	22	114. 40	4.57
Sel (7 %) à 40 \$ la tonne.	70	364. »	14.55
Usure des tamis.	1	5. 20	0.20
TOTAUX.	118 \$	613fr.60	24fr.53

Fours de séchage rotatifs. — L'opération du séchage du minéral sortant de la mine s'effectue avant le passage aux appareils de broyage à sec et, par conséquent, avant le passage aux appareils de grillage et de chloruration; nous aurions dû, en conséquence, décrire les appareils de séchage avant d'examiner les différents dispositifs usités pour le grillage. L'analogie entre les fours actuels destinés aux deux genres d'opération nous dispensera, maintenant que nous avons longuement décrit les fours de grillage, d'entrer dans de grands détails sur la construction des fours sécheurs.

Le cylindre rotatif, généralement employé aujourd'hui est, comme les fours de Brückner et de Howell, formé d'une enveloppe métallique; il est porté par deux bandes roulant sur des galets, et actionné par des engrenages. Il est généralement construit en fonte et divisé par sections boulonnées.

L'axe du cylindre est horizontal, mais la forme est conique; le diamètre est plus large à l'extrémité placée près du foyer et le minéral est chargé par l'autre extrémité, de telle sorte que le mouvement du cylindre fait avancer le

minéral. Des palettes disposées en spirale à l'intérieur soulèvent, en outre, le minéral et l'éparpillent dans la flamme de manière à activer le séchage. Le minéral sec tombe dans une fosse, d'où un plan incliné le conduit aux alimentateurs des batteries.

Le modèle le plus en usage, pouvant passer 30 à 40 tonnes par 24 heures, a un diamètre de 44 pouces (1^m,10) à son extrémité la plus large et de 36 pouces (0^m,90) à l'autre. La longueur est de 18 pieds (6 mètres). Le poids total est de 8 à 9 tonnes.

Fours de séchage à tablettes. — Le principe de la descente du minéral dans une cuve chauffée, appliqué par Stetefeld dans les fours de grillage que nous avons décrits, a été également utilisé par ce métallurgiste pour le séchage des minerais en morceaux. Le four a une cuve prismatique en maçonnerie de briques, à l'intérieur de laquelle sont disposés des tablettes ou couloirs en fonte étagés et inclinés en sens inverse les uns des autres. Le minéral chargé dans une trémie coule sur la première tablette, revient en zigzag sur la seconde et ainsi de suite jusqu'au bas du four. Le mouvement automatique du minéral est réglé par la distance qui sépare l'extrémité inférieure d'une tablette de l'extrémité supérieure de la tablette suivante et par l'inclinaison que l'on donne à ces tablettes. Des ouvertures ménagées dans les montants de la cuve permettent la surveillance de la charge et l'introduction de ringards à l'aide desquels on facilite, au besoin, la descente.

Le foyer, muni de prises d'air, se trouve près de la base de l'étuve, mais les gaz chauds sont conduits à l'aide d'un rampant ménagé dans la paroi jusqu'au-dessous de la première tablette supérieure et passent, aussi en zigzag et en descendant, sur le minéral pour se rendre du bas de l'étuve jusqu'au carneau conduisant à la cheminée d'appel. Des portions de carnaux alternativement ménagés dans les parois opposées permettent cette descente des gaz chauds dans la cuve presque entièrement obstruée par les tablettes.

Ordinairement deux fours sont accolés dans le même massif, chacun d'eux ayant son foyer particulier. La hauteur du four est, en général, de 7 mètres environ depuis la porte de déchargement jusqu'au niveau de la trémie, et comprend 5 étages de tablettes; les dimensions intérieures sont de 2^m,20 sur 1^m,20 et 3 tablettes inclinées sont accolées dans le sens de la plus grande dimension. Chacune d'elles est en fonte de 1 centimètre 1/2 d'épaisseur avec parois latérales et dossier de 0^m,10 de hauteur. Elles reposent sur une pièce en fonte encastrée dans la maçonnerie.

Une étuve double peut passer de 30 à 50 tonnes de minéral par 24 heures. Elle consomme environ une corde de bois.

La construction n'exige pas moins de 30 000 briques et de 12 tonnes d'armatures ou de pièces en fonte.

Four à sécher le sel. — Le même genre de four de séchage est employé dans certaines usines et notamment à *Lexington*, pour le séchage du sel avant son passage aux bocards à sec. Le sel humide déchargé sur la rangée supérieure des tablettes commence par former une masse solide. A mesure que la tem-

pérature s'élève, les cristaux décrépitent et la masse se désagrège, à l'exception d'une croûte que l'on brise à l'aide d'un ringard tranchant. Si le feu est bien conduit, le sel ne s'agglomère pas sur la seconde tablette, et une violente décrépitation se poursuit jusqu'au bas. Le choc constant des parcelles projetées contre les parois exige que l'on emploie pour la construction de ces dernières des briques de bonne qualité.

Une étuve simple des dimensions indiquées permet de sécher de 6 à 8 tonnes de sel en 24 heures. La consommation de bois est, dans ce cas, d'une corde environ (3^{es}, 6).

Un seul ouvrier peut suffire à l'entretien des foyers de l'étuve double à minéral et de l'étuve à sel.

§ 5. — DESCRIPTION ET FONCTIONNEMENT DES DIVERSES MÉTHODES D'AMALGAMATION

I. — MÉTHODES HISPANO-AMÉRICAINES.

Introduction. -- Nous ne donnerons pas un grand développement à ce chapitre, qui mériterait de longues explications si nous avions à traiter, après de nombreux auteurs, la métallurgie de l'argent. En premier lieu, les minerais auxquels s'applique l'ancienne méthode du *patio* ne renferment généralement pas d'or ou n'en contiennent qu'une quantité négligeable; en second lieu, dans les quelques localités où de vrais minerais auro-argentifères sont rencontrés et ont été traités par la méthode en question, il faut toujours s'attendre à ce que la phase du traitement possible au *patio* ne soit que transitoire. La complication des minerais en profondeur se substitue, d'une manière générale, à la simplicité relative qui caractérise les minerais de surface. Si l'argent continue à se rencontrer soit à l'état d'argent natif, de chlorure ou de sulfure simple dans certains gisements classiques tels que ceux du Cerro de Pasco au Pérou, et d'autres que nous pourrions citer, il n'en est pas moins vrai que, même pour les minerais d'argent proprement dits, les sulfures, les arséniosulfures et antimoniosulfures complexes ont presque partout, au Mexique comme ailleurs, pris la place des *espèces minérales* simples que le traitement au *patio* traitait avec avantage. Déjà l'observation avait montré dans toutes les contrées hispano-américaines que la présence de ces minerais appelés *negros*, en opposition aux minerais décomposés appelés *colorados* ou *pacos*, apportait de grandes difficultés à la récupération de l'argent par le procédé d'amalgamation et augmentaient dans une énorme mesure la perte de métal précieux et de mercure dans le traitement. Les minerais auro-argentifères, à quelques rares exceptions près, présentent cette complication de composition qui rend le traitement du *patio* inefficace pour les simples minerais d'argent, et les pertes de métaux précieux sont alors si grandes, eu égard à la valeur de l'or, que l'on a presque toujours avantage à adopter d'autres méthodes si le pays dans lequel on se trouve

est facilement accessible ou s'il permet, sans dépenses exagérées, l'introduction de machines simples et des réactifs actuellement en usage. On peut, en outre, se borner, dans certains cas, à tirer parti du minerai auro-argentifère par voie de *concentration* sur place et d'exportation des produits concentrés permettant leur transport vers des centres industriels dans lesquels des méthodes rationnelles peuvent être employées, grâce à l'abondance du combustible et à la facilité de se procurer réactifs ou fondants.

La suite de cet ouvrage montrera quelles conditions il faut remplir pour exécuter la première partie du programme, relative au traitement sur place des minerais auro-argentifères suivant les nouvelles méthodes d'amalgamation usitées aux États-Unis; malgré leur imperfection théorique, elles prennent partout le dessus, puisqu'elles se substituent même au Mexique, cette terre classique du *patio*, aux anciens errements. Quant à la *concentration* sur place, il nous semble toujours possible de l'exécuter, quelque déshérité que soit le pays où l'on est appelé à l'effectuer sous le rapport de la force motrice ou des voies de communication.

En effet, dans toutes les mines métalliques il est possible, quand on a acquis la parfaite connaissance de la nature du minerai, d'effectuer un *triage* et un *sortage* à la main par voie de *scheidage*; c'est ce qui se fait aux États-Unis, où les appellations de 1^{re} classe et de 2^e classe sont tout à fait courantes. Les minerais de 1^{re} classe, souvent d'une valeur de 500 à 1 000 \$ la tonne, sont expédiés à de très grandes distances pour être traités dans de grandes usines appropriées. C'est ce qui se fait déjà dans le Mexique et l'Amérique du Sud, d'où les minerais de 1^{re} classe sont expédiés aux États-Unis, en Angleterre ou en Allemagne. Or, pour les minerais de 2^e classe, c'est-à-dire pour ceux où la dissémination de la matière précieuse dans la gangue est telle que tout triage est impossible, et, en outre, pour lesquels la faible richesse relative ne permet pas de transports coûteux, il nous semble tout aussi rationnel et tout aussi facile, dans quelque pays qu'on se trouve, de broyer le minerai pour le concentrer que d'effectuer le broyage préalable nécessaire pour le traitement au *patio*,

Le broyage fin, qu'il se fasse au moulin chilien ou aux bocards primitifs ou perfectionnés, est indispensable dans les deux cas, et en l'absence de combustible, de force hydraulique, les animaux peuvent mettre les appareils de broyage en mouvement.

La rareté de l'eau est sans doute un obstacle à l'emploi de la préparation mécanique, mais l'eau est nécessaire pour la méthode du *patio*, et là où elle manque totalement, les richesses minières sont nécessairement en partie perdues. Pour effectuer la concentration, on peut faire usage des machines perfectionnées que nous avons déjà décrites, entre autres le *Frue-vanner* (voir III^e partie, 1^{re} section, p. 127), qui est d'un transport facile, ou même, si l'on est dans un pays primitif, des appareils les plus simples : tables dormantes, *planilla*, *rund-buddles* ou autres, en usage dans tous les pays du vieux ou du nouveau monde pour faire la séparation des parties utiles du minerai d'avec la gangue stérile dans une matière finement broyée.

Sans doute on peut objecter que la perte en métaux précieux est toujours

considérable dans toute préparation mécanique; mais à mesure que l'on se rend mieux compte des réactions qui se produisent dans l'amalgamation des minéraux compliqués, que l'on prend l'habitude de soumettre à des essais de laboratoire les matières traitées et les résidus du traitement, pratique qui, pendant de longs siècles, n'a pas été en usage dans les antiques *haciendas de beneficio*, où les amalgamateurs de profession régnaient sans contrôle, on s'aperçoit que les pertes dans la méthode du *patio* sont tout aussi fortes, ainsi que nous le montrerons dans notre étude économique générale.

Comme corollaire à ces observations, nous nous bornerons donc à une description sommaire du procédé du *patio*, renvoyant le lecteur, pour de plus amples détails, aux nombreux ouvrages écrits sur la matière tant en France qu'à l'étranger¹.

A. TRAITEMENT AU « PATIO »

Description de la méthode. — La méthode du *patio*, qu'elle s'applique à des minerais auro-argentifères, comme à *Guanaxato* (Mexique), ou à des minerais simplement argentifères comme au *Cerro de Pasco* (Pérou), comprend toujours la même série d'opérations préliminaires : concassage, broyage plus ou moins fin sous des bocards, broyage fin à l'*arrastra*.

Dans le cas de minerais auro-argentifères, le passage à l'*arrastra* n'a pas seulement pour but de réduire le minerai à l'état de *pulpe* plus ou moins fine, état auquel la masse doit être amenée pour le développement ultérieur des réactions du *patio*; l'addition du mercure est faite dans l'*arrastra* même pour recueillir l'or natif en même temps que l'argent natif ou l'argent chloruré existant à cet état dans le minerai, l'amalgamation au *patio* portant ultérieurement sur les boues entraînées et déposées au sortir de l'*arrastra* et des bassins qui lui font suite, et exerçant son action sur les minerais plus complexes et plus rebelles qui peuvent coexister dans le minerai.

Passage à l'*arrastra*. — Nous avons décrit le traitement à l'*arrastra* à propos du traitement des minerais aurifères proprement dits (III^e partie, 1^{re} section, p. 160); nous n'y reviendrons donc pas.

Ce passage préliminaire du minerai auro-argentifère avec du mercure sous l'*arrastra* fait recueillir la presque totalité de l'or libre, et a l'avantage de produire, par la distillation du premier amalgame, un or très peu argentifère dont le *départ* est plus avantageux que s'il s'agissait de le séparer de la masse totale d'argent dans laquelle il serait disséminé après l'amalgamation au *patio*. En outre, on a reconnu que les pertes en or étaient réduites par cette façon de procéder, bien qu'elles soient encore très considérables, pouvant s'élever dans quelques cas à 25 et même 50 % de l'or contenu.

Les minerais broyés à l'état de boue liquide sont reçus dans des bacs en maçonnerie (*cochas*) où le dépôt s'effectue. Les boues déposées sont, dans le cas de

1. Roswag, Rivot, Laur, Percy, Egleston, *Encyclopédie chimique*.

minerais argentifères, de la classe appelée *llamas*, c'est-à-dire très fines, par opposition aux sables plus grossiers que l'on produit intentionnellement pour l'amalgamation au patio des minerais d'argent proprement dits appelés *relaves*, afin d'avoir à sa disposition l'un des moyens de régler les réactions qui se produisent dans la *torta* d'amalgamation. Ces moyens, ainsi que le fait remarquer Rivot dans sa théorie complète du patio, à laquelle nous renvoyons le lecteur, sont la finesse des grains, la proportion et le degré d'acidité du *magistral*, la quantité de mercure employée.

Travail au patio. — L'ensemble des bâtiments dans lesquels sont enfermés les *patios* ou *circos* constitue une *hacienda de beneficio* dont on peut se faire une idée par la photogravure ci-jointe (voir pl. VII, fig. 32).

Le chargement est apporté sur le patio par des manœuvres qui puisent la matière pâteuse dans les *cochas* pour en former de petits tas (*cuerpos*). La charge totale composant la *torta* varie ordinairement de 4 à 6 *cajones* (12 à 18 tonnes). Les *tortas* sont quelquefois plus considérables.

Des prises d'essai, *guia*, sont faites sur le minerai et, suivant la teneur constatée, on ajoute du sel marin finement pulvérisé et l'eau nécessaire pour dissoudre ce dernier.

L'ancienne règle était d'ajouter une *arrobe* (25 livres ou 12^k,500) de sel par marc d'argent à extraire. Ainsi une *torta* de 4 *cajones de metales* (12 tonnes de minerai) à 5 *marcos* d'argent au *cajon* (ou 417 grammes d'argent à la tonne) recevait une dose de *salmuera* d'environ 20 *arrobas* de sel. L'opération du salage ou *ormiguillo* terminée, on laisse d'habitude la *torta* en repos pendant plusieurs jours. Puis on procède à un premier malaxage ou *repaso* exécuté à l'aide d'attelages de mules qui piétinent la *torta* d'un mouvement circulaire alternatif.

Après le premier *repaso*, on procède à l'incorporation du *magistral* ou du sulfate de cuivre dont nous avons indiqué antérieurement le rôle actif dans les réactions de l'amalgamation.

Une première charge d'une *arrobe* est ordinairement épandue à la surface du tas que l'on remue à la pelle ou à la houe, pour opérer le mélange grossier suivi d'un *repaso*.

La *torta* est alors laissée au repos pendant plusieurs jours avant l'introduction du mercure, pour permettre la répartition dans la masse par l'action de la capillarité du sel et du *magistral*, ou plutôt des sels ou sous-sels cupriques et ferriques qui dérivent de la double décomposition des matières premières employées, et aussi pour effectuer les décompositions ou modifications des composés argentifères sous l'influence des sels.

Le mercure est répandu en gouttelettes sur la surface de la *torta*; la quantité de métal employée est naturellement variable avec la nature du minerai. A *Guanazato* l'addition de mercure en dehors de la dernière dose, *baño*, destinée à rassembler l'amalgame est réglée, d'après Newal, à 6 kilogrammes de mercure pour 1 kilogramme d'argent contenu dans la tourte.

Un *repaso* énergique provoque l'incorporation intime du mercure et à ce moment prennent place les réactions chimiques intérieures si bien étudiées

par Rivot dans sa métallurgie de l'argent à laquelle nous renvoyons de nouveau le lecteur, qui y trouvera également l'analyse des circonstances spéciales que ces réactions font naître, suivant la température atmosphérique dont le rôle est si important dans l'amalgamation, et suivant les proportions de réactifs ajoutées.

Après quelques jours de repos, nécessaires à l'effet de ces réactions, des *repasos* nombreux sont donnés, des essais sont faits tous les jours et au besoin plusieurs fois par jour par l'*amalgamateur* (*azoquero*), qui prélève sur le tas entier une prise d'échantillon lavé à la sèbile (*puruña*). Il juge, d'après la quantité et l'aspect des grains d'amalgame formés, de la bonne ou de la mauvaise marche de l'opération. Nous croyons inutile d'entrer dans les détails de ces essais. Pour chaque minéral déterminé les circonstances changent, et ce n'est qu'une longue pratique qui peut former un bon amalgamateur et lui indiquer la façon de juger quels sont les *remèdes* qu'il faut employer pour parer aux accidents ou aux *maladies*, si l'on peut s'exprimer ainsi, qui viennent arrêter ou compromettre la bonne marche de l'opération.

Les expressions de *frialdad* et de *calentura* de la torta, communément employées, indiquant que la masse à traiter a trop froid ou trop chaud, sont trop connues ainsi que les circonstances qui déterminent cet état, pour que nous entrions à cet égard dans de grands développements.

Si la torta *a froid*, une incorporation nouvelle de magistral qui active les réactions est le remède employé; si au contraire elle *a chaud*, on emploie la chaux caustique, les cendres de bois qui viennent neutraliser les sels réactifs.

L'addition de mercure est aussi un des moyens curatifs, car l'on ne doit pas oublier que dans toute amalgamation le mercure n'agit pas seulement comme dissolvant des métaux précieux, mais encore comme *metal réactif*, ainsi que nous l'avons expliqué dans les Principes généraux (voir p. 5).

Enfin le pelletage, les repos alternatifs, la multiplicité des *repasos* forment l'ensemble des moyens dont on dispose pour amener à bonne fin cette opération longue et compliquée de l'amalgamation au patio.

Ce n'est guère qu'au bout d'un mois et quelquefois de deux que l'on reconnaît à l'essai de la *guia* que l'opération ne faisant plus de progrès, l'amalgamation peut être considérée comme terminée.

Lorsque l'amalgame d'argent est disséminé, ainsi qu'il doit l'être, en grains très fins dans la masse, un lavage immédiat des boues ferait perdre une grande quantité de globules; aussi doit-on, avant d'effectuer un lavage, procéder en grand au rassemblement de l'amalgame ainsi qu'on le fait en petit dans les essais, par l'addition d'une certaine quantité de mercure frais. Cette addition peut se faire dans la torta elle-même ou mieux dans les cuves de décantation. En tous les cas le *baño*, ainsi nomme t-on la dose finale, variable avec la richesse, doit être assez considérable pour que la dissolution de l'amalgame d'argent solide soit bien complète.

Le lavage des boues (*trabajo de la tina*) s'effectuait autrefois à l'aide d'un système de trois puits, *capitana* et *relavanes*, communiquant entre eux par des conduites maçonnées (*acequias*), garnies sur toute leur étendue de peaux de mouton (*sabanillas*). Nous avons déjà vu quels appareils de dépôt et de concen-

tration sont utilisés pour le traitement de la *pulpe* amalgamée suivant la méthode américaine, tout à fait analogues aux boues du patio; ces appareils, *settlers* et *agitateurs*, sont actuellement utilisés.

Les détails déjà donnés sur la filtration de l'amalgame d'or nous dispensent de revenir sur cette partie du traitement.

Quant à la distillation de l'amalgame, les *haciendas de beneficio* sont encore, en général, munis de la cloche (*capezara*), sous laquelle on range l'amalgame façonné, soit en boules, soit en cylindres, sur les plateaux d'un support central. La cloche est chauffée extérieurement et le mercure distillé *per descensum* jusque dans le bassin rempli d'eau où il se condense.

Les cornues de distillation que nous aurons à décrire paraissent mieux appropriées au but que l'on se propose. Les *piñas* ou gâteaux d'argent ayant conservé leur forme sont quelquefois expédiés en Europe sous cette forme.

Le plus souvent les *piñas* sont transformés par fusion au creuset en lingots dont le poids est d'ordinaire de 280 à 500 marcs (70 à 75 kilogrammes). Lorsque l'argent est aurifère, il subit un affinage pour opérer le *départ* de l'or.

Nous donnerons longuement les détails de cette importante opération, telle qu'elle est pratiquée dans des centres importants.

Conditions économiques. — Les conditions économiques de la méthode du patio présentent des caractères très variables, eu égard à la position des mines et au caractère du minerai. Le transport du minerai doit, presque partout, être fait à dos de mules, ou même, comme au Pérou, à dos de lamas. Les contrées où cette méthode est encore en usage n'étant pas généralement favorisées de routes carrossables ou de chemins de fer miniers, depuis les lieux de production jusqu'aux centres choisis pour établir les *haciendas de beneficio*, à proximité de l'eau nécessaire au traitement, ce transport est l'un des éléments les plus importants mais des plus variables du prix de revient.

La main-d'œuvre dans ces mêmes contrées est relativement d'un prix assez bas, ainsi que l'entretien des mules; le nombre d'ouvriers employés n'est pas considérable; mais, en revanche, les réactifs coûtent généralement fort cher et les pertes de mercure sont fort élevées. Enfin, si l'on tient compte de la perte en argent, perte d'autant plus considérable que les minerais sont de nature plus complexe et par suite plus rebelles, on arrive à constater que dans certains pays, au Pérou entre autres, lorsqu'on ne traite que des minerais purement argentifères, on ne parvient à constituer en bénéfice les usines de traitement que grâce à la dépréciation, dans ces contrées, du papier-monnaie qui sert de base aux transactions. On comprend néanmoins que la présence de l'or, en quelque petite quantité qu'il soit dans les minerais auro-argentifères, améliore singulièrement les conditions économiques du traitement.

Nous citerons à l'appui de ces observations, d'après Roswag, les chiffres suivants relatifs à l'amalgamation proprement dite, sans tenir compte de la valeur du minerai et des frais généraux dans quelques localités du Pérou et du Mexique. Pour le *Cerro de Pasco* (Pérou), on évalue les frais de traitement à 85 francs par tonne de minerai. Ces frais étaient de 88 francs à l'ancienne usine de *Fresnillo* (Mexique), et de 89 francs pour celle de *Guanaxato* (Mexique). On voit que

les limites sont assez rapprochées, et si l'on tient compte de la valeur actuelle de l'argent, de 150 francs le kilogramme, valeur qui, à notre avis, n'est pas appelée à augmenter dans l'avenir, on voit qu'il faut compter sur un *rendement* de 700 à 800 grammes d'argent à la tonne pour couvrir simplement les frais spéciaux de l'amalgamation au patio.

Si nous entrons dans le détail ou dans la décomposition des prix ci-dessus indiqués pour la mine de *Guanaxato* (Mexique) nous pouvons dresser, d'après Laur, le tableau suivant :

FRAIS SPÉCIAUX D'AMALGAMATION PAR LA MÉTHODE DU « PATIO » A GUANAXATO (MEXIQUE).

DÉSIGNATIONS. MINÉRAI AURO-ARGENTIFÈRE de la <i>Veta-Madre</i> d'une teneur : en argent, de 1 kg env. à la tonne; en or, de 50 gr. environ	QUANTITÉS DE MATIÈRES EMPLOYÉES	PRIX PAR UNITÉS	FRAIS PARTIELS PAR TONNE en pesos fuertes comptés à 5 ^{rs} 45 le peso (1 peso = 8 réales)	FRAIS PARTIELS EN FRANCS à la tonne métrique
Bocardage.	1 réal $\frac{1}{2}$ par charge de 300 l.	1 p. 28	6 ^{rs} 95
Porphyrisation à l'arrastra.	5, 58	50, 50
Amalgamation proprement dite. <i>Repasos</i>	1 réal par <i>repaso</i>	0, 57	3, 08
<i>Réactifs :</i>				
Sel.	env. 2 fanègues soit env 55 ^{rs} 32	7 réaux la fan.	2, 45	13, 50
Sulfate de cuivre.	env. 6 ^{rs} 25	1 ^{rs} 52 le kilogr.	1, 75	9, 50
Divers	0, 05	0, 28
Traitement mécanique de cer- tains résidus.	0, 84	4, 55
Distillation de l'amalgame.	0, 44	0, 78
Perte de mercure	4 ^{rs} 70 env.	6 réaux la liv. = 6 ^{rs} 80 le kg	2, 08	11, 50
Mains-d'œuvre diverses.	0, 99	5, 40
FRAIS SPÉCIAUX TOTAUX pour 1 tonne de minéral.			46 p. 36	88 ^{rs} 85

Nous donnerons également sous une autre forme, d'après Egleston, le prix de revient de la méthode dans une autre localité, prix encore plus élevé que le précédent et s'élevant à 27\$,58 ou 145^{fr},40 et qui s'appliquait à un minéral donnant 60 \$ à l'essai et travaillé par tortas de 10 tonnes.

FRAIS SPÉCIAUX D'AMALGAMATION PAR LA MÉTHODE DU PATIO.

DÉSIGNATIONS ET QUANTITÉS	FRAIS PARTIELS EN DOLLARS	FRAIS PARTIELS EN FRANCS le dollar à 5 fr. 20.
Broyage	1\$53	7 ^{rs} 95
Porphyrisation à l'arrastra	1, 40	7, 28
<i>A reporter</i>	2\$93	15 ^{rs} 25

DÉSIGNATIONS ET QUANTITÉS	FRAIS PARTIELS	FRAIS PARTIELS
	EN DOLLARS	EN FRANCS le dollar à 5 fr. 20.
<i>Report</i>	2\$95	15 ⁰ 25
Grattage, nettoyage de l'arrastra pour recueillir l'amalgame d'or	0,15	0,67
Transport des <i>slimes</i> au patio	0,60	3,12
Location des attelages de mules	1,75	9
Main-d'œuvre, comprenant la conduite et le soin des animaux, le relevage à la bêche de la torta et le lavage des boues	1,80	9,56
Sel à 6 pesos par charge de 985 livres	2,80	14,56
Sulfate de cuivre à 0,25 (Mex.) par liv.	1,55	6,91
Charbon de bois pour <i>retorte</i> et essais à 0,57 1/2 (Mex.) par <i>arrobe</i>	0,55	1,71
Mercure à 0,625 (Mex.) par livre	4,68	24,34
Salaires et dépenses générales, inclus la garde et la nourriture des animaux	6,66	34,63
Réparations	2,55	12,12
Concentration des sulfures.	2,26	11,74
Frais totaux par tonne de 2 000 livres	27\$58	143 ⁰ 40

Pertes de mercure et de métaux précieux. — La perte de mercure dans le traitement au *patio* se rapporte aux deux causes suivantes : la *perte chimique* due aux réactions qui se passent dans la torta (*consumido*) et la *perte physique* (*perdida*) causée par l'entraînement mécanique des parcelles d'amalgame ou de mercure restées dans les appareils, entraînées dans les lavages, ou par la *perte de mercure* dans la distillation de l'amalgame.

La perte chimique sous forme de chlorure de mercure non précipité par les réactifs métalliques et par suite non régénéré, ou sous forme de mercure sali ou altéré par l'action simultanée de certaines parties constitutives de minerai et des réactifs employés pour détruire l'association naturelle de ces parties, est nécessairement variable avec la constitution même du minerai. Plus la classe des minerais rebelles augmente dans la composition du minerai, plus cette perte s'accroît. On a pendant longtemps calculé au Mexique que la perte chimique (*consumido*) était d'une unité de mercure pour chaque unité d'argent recueillie, et que la perte mécanique (*perdida*) était, en plus, d'une demi-unité. Soit pour chaque *marc* d'argent obtenu ou 248^{gr},85 une perte totale de 375^{gr},25 de mercure.

Ceci s'applique à des minerais faciles à amalgamer. Pour des minerais sulfurés et rebelles, et d'une valeur à l'essai de 60 à 100 \$ à la tonne, malgré les soins apportés aux opérations, la perte de mercure ne peut pas être évaluée à moins de 3 à 5 kilogrammes de mercure par kilogramme d'argent retiré. Cette perte du mercure au patio est évaluée à plus de 8 fois celle que l'on observait dans l'amalgamation aux tonneaux de Freyberg. La perte de métaux précieux est également très considérable et peut varier de 25 à 50 % de l'argent réellement contenu, suivant la nature du minerai, et si ces pertes ont pu être considérées comme beaucoup moins importantes, lorsqu'on se bornait à l'essai simple de la *puruña*, on est bien obligé d'admettre, maintenant que

des essais docimasiques sont presque partout exécutés tant sur les minerais que sur les résidus ou *tailings*, la vérité de cet aphorisme de Rivot : dans la méthode du patio on perd presque partout autant d'argent qu'on en obtient sous forme de lingots.

Pour l'or en particulier contenu dans les minerais auro-argentifères, il est permis d'espérer en récupérer 75 à 80 % s'il est *libre* dans le minerai, mais il faut s'attendre à un rendement moins considérable si les minerais sont rebelles, puisque, d'après les usages de *Zacatecas* (Mexique), on payait à part l'or du minerai sous déduction de 60 % de la teneur en or, dans les usines traitant à façon les minerais auro-argentifères.

Dans les usines de cette région, les minerais rendant jusqu'à 10 marcs d'argent à l'essai par voie sèche, c'est-à-dire d'une teneur de 2^k,500 environ à la tonne, on déduisait 4 marcs pour frais de traitement et l'on ne payait en piastres que les 3/4 du nombre des marcs restants.

Les propriétaires de mines devaient en outre payer aux usines la perte en mercure, le sel dépensé en dessus de 1/2 %, les *repasos* au-dessus du nombre de 14, le ciment de cuivre nécessaire au succès de l'opération.

Les propriétaires avaient le droit de reprendre les résidus, sous certaines réserves.

Ces conditions montrent bien que la limite d'exploitabilité des minerais atteignait un chiffre de teneur relativement très élevé dans le traitement au *patio*, ce qui explique le nombre de mines abandonnées dans tous les pays hispano-américains, mines que les progrès de la métallurgie permettront un jour de reprendre.

B. TRAITEMENT AU « CAZO » ou « FONDON ».

Comme pour la méthode du patio nous devons faire observer que ce traitement, en ce qui concerne les minerais auro-argentifères, n'a pas l'importance que de longs siècles de pratique dans tous les pays hispano-américains, lui ont attribuée pour les minerais d'argent proprement dits; néanmoins, dans certains cas particuliers, la rapidité du traitement et la moindre dépense en mercure, qui sont les deux caractéristiques de la méthode, aussi bien que la simplicité des appareils que nous avons décrits (voir p. 13), peuvent expliquer la permanence de son emploi dans des contrées peu avancées au point de vue industriel.

Le *fondon* d'ailleurs, qui n'est qu'un *cazo* de dimensions plus considérables, et dans lequel la force mécanique est en jeu et s'est substituée à l'action de simple *pilonage* exécuté à la main, marque bien l'évolution qui s'est accomplie dans la métallurgie des métaux précieux. Cet appareil est le point de départ des moulins à cuves ou *pans* des États-Unis, sur lesquels nous nous sommes longuement étendus.

Si dans la construction du *fondon* les parties constituantes et actives sont construites en cuivre, tandis que dans les pans elles sont en fonte, il faut peut-être attribuer ce fait au bon marché relatif et aux facilités de se procurer le

cuivre nécessaire dans le Chili, où ce métal se trouve en abondance et où l'usage du *fondon* s'est maintenu.

Néanmoins, il n'est pas douteux que le cuivre des appareils joue un rôle actif dans les réactions de la méthode, suivant l'analyse si complète que Rivot a donnée des réactions, analyse à laquelle nous renvoyons le lecteur, nous bornant à faire observer que comme métal réactif, la fonte des *pan*s remplace avantageusement le cuivre du *fondon*, et qu'en définitive le sulfate de cuivre toujours ajouté dans le *pan* et souvent dans le *fondon*, lorsqu'il s'agit de minerais difficiles à amalgamer, en même temps que le sel marin, donne du premier coup le bichlorure de cuivre, agent principal des réactions réductrices des composés précieux. Ce composé ne se forme que difficilement dans le *fondon* lorsqu'on n'ajoute pas le sel de cuivre en nature, et que ce dernier doit se produire aux dépens de la matière même des appareils et à la faveur du sel marin ou des parties constitutives actives du minerai (chlorures, sulfures, etc.). Le traitement au *fondon* comprend : un broyage, une concentration et une amalgamation ordinairement mixte.

Broyage et concentration. — Le broyage du minerai s'effectue sous des *arrastras*, mais il ne doit pas être poussé aussi loin que pour la méthode du *patio*, car une *concentration* suit toujours le broyage, et cette concentration, presque toujours effectuée à l'espèce de table dormante appelée *planilla*, ferait perdre une grande partie de la richesse si elle était effectuée sur des *schlamms* trop fins. On doit, au contraire, s'efforcer de produire des grains un peu plus grossiers ou *schlicks* qui sont reçus, à la fin du plan incliné de la *planilla*, dans un bassin où ils se déposent.

On pousse généralement la concentration du minerai, de façon à n'avoir à traiter qu'environ 2 % la masse primitive.

Travail du fondon. — La charge du *fondon* tel que celui que nous avons décrit, est d'environ 500 kilogr. de concentrés. Le *caso*, appareil tout à fait analogue primitivement employé, était de dimensions beaucoup plus restreintes et, en conséquence, la charge beaucoup plus faible.

L'eau est d'abord versée dans la chaudière en quantité suffisante pour former une bouillie claire, après l'addition du minerai.

On ajoute environ 10 % de sel marin, et ultérieurement deux charges successives de mercure, chacune d'elles correspondant à la moitié du poids de l'argent existant dans le minerai.

Le mouvement est donné aux *voladoras* à raison de 10 tours par minute.

On doit éviter l'adhérence de l'amalgame d'argent sur le fond de cuivre, car la couche d'amalgame, lorsqu'elle se forme, empêche l'action du métal réactif; aussi ménage-t-on le plus possible l'emploi du mercure, qui n'est ajouté que par petites doses successives.

L'amalgame formé après la première dose de mercure constitue, ainsi qu'on le reconnaît par le lavage à la sébile, une espèce de sable cristallin gris très clair, et même après la seconde charge l'amalgame doit être à l'état sec et granuleux. Pour réunir l'amalgame on ajoute ensuite du mercure à petites doses,

de façon que l'amalgame se liquéfie sans contenir néanmoins un trop grand excès de mercure.

L'opération dure généralement six heures; on fait la vidange des boues par un orifice situé au-dessus du niveau qu'atteint généralement le bain d'amalgame, et on puise en dernier à la cuiller.

L'amalgame est filtré et distillé comme d'habitude.

L'argent brut contient un peu de cuivre, et on le raffine d'ordinaire avec du plomb pour enlever le cuivre par entraînement dans les litharges.

Les résidus du lavage pour concentration sont généralement assez riches pour qu'on leur applique un traitement spécial au patio, en même temps qu'aux résidus du *fondon*. Quelquefois ces derniers sont simplement lavés à la batée.

Conditions économiques. — Voici, d'après Laur, le prix de revient d'une opération au *fondon* sur une charge de 500 kilogr. de minerai du Mexique.

FRAIS DE TRAITEMENT AU FONDON.

DÉSIGNATIONS	PRIX PARTIELS EN pesos	PRIX PARTIELS EN FRANCS	PRIX TOTAUX EN FRANCS
Main-d'œuvre.			4 ⁰ 7
1 amalgamateur	0 ⁰ 500	2,71	
1 chauffeur	0,250	1,36	
Combustible (bois de palmier).	1,562	8,48	8,48
Réactifs			10,40
<i>Sel</i> . 75 liv. à 6 p. par <i>carga</i> de 300 liv.	1,500	8,14	
<i>Mercure perdu</i> , 2 % à 65 p. par quintal (46 kilogr.).	0,416	2,26	
Force motrice et entretien des muets	0,187	1,02	1,02
Distillation et frais divers.	0,250	1,36	1,36
Total des frais spéciaux pour 500 kilogrammes			25⁰53

Soit par tonne 50⁰,66. Dans ce prix ne sont pas compris la valeur des minerais ni leur transport de la mine à l'usine et l'on voit, dès lors, qu'avec un rendement qui ne porte que sur 40 ou 50 % de la valeur de l'argent contenu, l'ingénieur à qui nous empruntons les chiffres précédents arrive à conclure que les minerais d'argent au-dessous d'une teneur de 400 grammes à la tonne n'étaient plus traitables avec profit, dans le district du Mexique auquel les chiffres cités se rapportent, teneur qu'il faudrait porter aujourd'hui à 500 grammes, à cause de la baisse de l'argent depuis l'époque où l'étude du procédé a été faite par Laur au Mexique.

Dans d'autres pays, entre autres en Bolivie, cette limite inférieure doit être considérée comme étant au moins de 1 kilogramme d'argent à la tonne, même pour des *colorados*. Quant aux minerais rebelles ou *bronces* de ce pays, la méthode est complètement inefficace.

11. — MÉTHODES EUROPÉENNES ET MODIFICATIONS APPORTÉES A CES MÉTHODES
DANS LE NOUVEAU MONDE.

A. TRAITEMENTS A LA TINETTE NORVÉGIENNE ET TRAITEMENTS
DÉRIVÉS A LA TINA SIMPLE (procédé COOPER) ET A LA TINA PERFEC-
TIONNÉE (procédé FRANKE).

Ce n'est plus guère qu'à l'état de souvenir historique que nous mentionnerons le procédé d'amalgamation à la *tinette norvégienne* dont nous avons parlé à propos des divers appareils d'amalgamation (voir p. 20). Ce procédé, autrefois appliqué à Kongsberg, a été suivi pendant plusieurs années au Chili, dans toute la vallée du fleuve Copiapo, sous le nom de procédé de Cooper. Mais l'emploi du mercure sans addition de sel ou de magistral, qui caractérise le procédé de Cooper, n'a pu réussir lorsque les espèces minérales rebelles ont fait apparition et l'on a dû songer à faire subir à cette méthode et aux appareils eux-mêmes de notables modifications.

Le procédé perfectionné de Franke que nous allons décrire permet de traiter, sans de trop grandes pertes, des minerais assez impurs tels que ceux de *Huanchaca* et de *Guadalupe* (Potosi-Bolivie).

Ces minerais sont d'abord soigneusement triés à la main. Les minerais de première classe, qui contiennent de 1 000 à 2 000 onces d'argent à la tonne, sont généralement envoyés en Europe; ceux de deuxième classe de 250 à 500 onces, et ceux de troisième classe de 100 à 250 onces, sont traités sur place, ou séparément, ou mélangés en de telles proportions que la pratique indique pour obtenir le meilleur rendement.

Ces minerais de triage sont assez menus pour pouvoir passer à des bocards où on les broie à sec avec des grilles de 40 trous au pouce carré.

Jusqu'ici nous avons vu que les réactifs ajoutés suffisaient dans le procédé du *patio* et du *fondon* pour dégager les métaux de leurs combinaisons dans les minerais traités par ces méthodes. Il n'en est plus de même lorsqu'on a à traiter des minerais comme ceux de *Huanchaca* et de *Guadalupe* qui contiennent une forte proportion de sulfures et entre autres de galène, et, ainsi que nous l'avons maintes fois expliqué, il devient nécessaire de procéder à un grillage préalable.

Grillage. — Ce grillage peut se faire dans une grande variété de fours, ainsi que nous l'avons vu dans la description des appareils (voir p. 29). Dans le district en question on emploie des fours à réverbère ordinaires, de faibles dimensions, à double sole superposée ne traitant chacun que 2 tonnes à 2 t. 1/2 par 24 heures.

Le grillage est d'abord effectué sur la sole supérieure pour chasser le soufre et les matières volatiles, arsenic, antimoine, zinc, que renferme le minerai, indépendamment du plomb et du cuivre. Ce dernier corps est suffi-

sant dans la plupart des cas pour former à lui seul dans le grillage les composés cuivreux indispensables aux réactions subséquentes. Lorsque la plus grande partie des matières volatiles a été éliminée, le minerai imparfaitement grillé et contenant encore une forte proportion de soufre est ramené sur la sole inférieure où on ajoute 300 kilogrammes environ de sel marin.

Cette quantité n'est pas suffisante pour chlorurer complètement les métaux, mais la chloruration se poursuit dans la phase ultérieure du traitement et dans la *tina* elle-même.

Le combustible est rare et son prix élevé, et nous citerons les prix suivants comme exemple des ressources restreintes en combustible auxquelles il faut avoir recours dans les régions où l'on est quelquefois appelé à faire le traitement des métaux précieux. La *tola*, sorte d'arbuste, la *yareta*, sorte de mousse, et la *torba*, tourbe, sont les seuls combustibles employés dans le district de Potosi, comme la *taquiá*, excrément de lamas, est la seule ressource de certaines *Haciendas* du Pérou.

Dans ces conditions, le coût du combustible pour une opération de 24 heures dans le four est de 55 fr. 20 se répartissant comme suit :

<i>Tola</i> , 154 kilogr. à 0 fr. 05 le kilogr.	6 fr. 70
<i>Yareta</i> , 100 kilogr. à 0 fr. 125 le kilogr.	12 fr. 50
<i>Torba</i> , 500 kilogr. à 0 fr. 052 le kilogr.	46 fr. »
	55 fr. 20

En revanche, un seul ouvrier est nécessaire pour la conduite de deux fours et son salaire n'est que de 5 fr. 75.

Le minerai déchargé sur le sol de l'atelier est conduit à l'aide de wagonnets dans des trémies situées au-dessus des *tinás*.

Plusieurs modes de construction sont en usage mais ne présentent que quelques variantes dans le détail des organes. La *tina* est en bois et est formée par de fortes douves cerclées en fer. Son diamètre varie de 1 m. 80 à 3 mètres, et sa hauteur est en général de 1 m. 50. La meule est soutenue par une pièce en fonte analogue au cône des diverses sortes de *pans* américains que nous avons décrits et peut, comme dans ces derniers, être soulevée et abaissée à volonté à l'aide d'un mouvement de vis sur la tige. Des plaques de cuivre de 0^m,06 à 0^m,08 d'épaisseur remplacent les *shoes* en fonte. La meule dormante est aussi formée par des plaques épaisses de cuivre reposant sur le fond. Enfin quatre plaques de cuivre sont adaptées, par des boulons qui les traversent, à l'intérieur de la *tina* et au-dessus des parties frottantes. Ces plaques sont à côtes afin d'augmenter la surface effective du métal réactif. Au fond de la *tina* est un fort robinet en bois par lequel est retiré l'amalgame liquide à la fin de l'opération.

Conduite du travail de la tina. — La *tina* est d'abord remplie d'eau jusqu'à la hauteur de 30 centimètres. On verse dans l'intérieur de 150 à 160 kilogrammes de sel par tonne de minerai en faisant tourner la meule à raison de 45 révolutions par minute. On introduit de la vapeur dans le liquide

jusqu'à ce que l'ébullition se produise. La charge entière de minerai est alors déversée de la trémie dans la *tina*.

Au bout d'une demi-heure on verse dans l'intérieur une première charge de mercure. La quantité totale de mercure versée en trois charges successives varie suivant la richesse du minerai. Pour des minerais de 200 onces, chaque charge est d'environ 50 kilogrammes; elle se réduit à 50 kilogrammes pour des minerais à 150 onces, à 20 kilogrammes pour des minerais de basse teneur de 20 à 50 onces par exemple, la charge totale du minerai étant de 2 tonnes 1/2.

Les sels de cuivre nécessaires aux réactions sont en partie fournis par le grillage lorsque le minerai contient du cuivre dans sa composition. L'addition du sulfate de cuivre dans la *tina*, suppléerait, en cas de besoin, à cette absence. L'usure et l'attaque des organes en cuivre fournissent le complément des sels cuivreux nécessaires.

La durée de l'opération est de 8 à 12 heures. Lorsque les essais montrent qu'elle est complète, on recueille l'amalgame en ouvrant le robinet inférieur.

Distillation de l'amalgame. — Cet amalgame est lavé avec soin et traité par un excès de mercure comme dans tous les autres procédés. A *Huanchaca*, on le soumet à la presse hydraulique, puis la *piña* est pesée et distillée dans une *capellina* d'une construction moderne présentant des perfectionnements sur les appareils analogues usités dans les pays hispano-américains et qu'à ce titre nous décrirons avec quelques détails.

Le fourneau circulaire est bâti en briques; il a 1 m. 20 de diamètre et 1 m. 50 de hauteur. Il repose sur une voûte au-dessous de laquelle un espace circulaire est ménagé. Dans le centre de la voûte de même diamètre est une ouverture de 0 m. 50 de diamètre dans laquelle passe la *capellina* ou cloche en fonte faite en deux parties. La partie cylindrique inférieure reposant sur la voûte par un rebord s'étend au-dessous de la voûte pour plonger dans un récipient en fer plein d'eau supporté par des étais.

La partie supérieure de la cloche est terminée par une calotte sphérique munie d'un anneau et la partie inférieure par un rebord qui se boulonne au rebord de la cloche inférieure. Dans l'intérieur de la *capellina* est une tige en fer munie de disques en tôle sur toute la hauteur correspondant à la partie de la cloche en contact avec le foyer. La tige est portée elle-même par un support reposant sur le fond du récipient à eau.

Le combustible brûlé autour de la cloche est de la *taquia* ou crottin de lamas; et, à l'effet de permettre sa combustion, des orifices sont ménagés autour du mur circulaire, à sa partie inférieure et à sa partie supérieure; les premiers donnant accès à l'air, les seconds permettant la sortie des produits volatils de la combustion dans l'espace formant fourneau, qui est recouvert lui-même par un couvercle en fonte muni d'un anneau, de façon à permettre le chargement du combustible.

Le chargement de la *piña* sur les disques s'effectue en abaissant le support du bassin à eau et le bassin lui-même.

De même pour le déchargement après distillation.

B. TRAITEMENT AU TONNEAU DE FREYBERG ET TRAITEMENTS DÉRIVÉS
AUX TONNEAUX TANT AUX ÉTATS-UNIS QU'AU CHILI (procédé KRÖNKE).

L'amalgamation au tonneau de Freyberg est entrée, comme le procédé de la tinette norvégienne, dans la phase historique.

L'usine d'*Halsbrücke* (Saxe), où elle était parfaitement organisée, celle d'*Huelgoat* (Finistère), celles d'*Hiendelaencina* (Espagne), ont cessé de fonctionner, et l'introduction du système des tonneaux, faite au Mexique et aux États-Unis, n'a pas été suivie d'un usage constant. A peine peut-on citer aux États-Unis l'usine du *Pelican-mill* qui ait fonctionné pendant une assez longue période d'après ce système. Y aurait-il pour les procédés métallurgiques comme pour toute chose des engouements passagers? c'est ce que l'on peut se demander lorsqu'on voit les *pans* prendre partout la place des tonneaux, bien que le métallurgiste qui étudie la marche des opérations dans les deux appareils soit obligé de constater que les tonneaux présentent de certains avantages, surtout lorsqu'il s'agit de produire des réactions chimiques dans la masse du minerai au lieu de développer de simples actions mécaniques.

Nous ne serions donc pas étonnés de voir les tonneaux reprendre faveur dans la métallurgie des minerais auro-argentifères rebelles, de même qu'ils ont de nouveau trouvé leur emploi dans l'amalgamation des minerais d'or proprement dits.

En effet, ainsi que nous l'avons déjà fait observer, les minerais auro-argentifères rebelles lorsqu'on veut les soumettre à l'amalgamation et même aux procédés de lessivage (*leaching-process*) ont toujours besoin d'une chloruration préalable, chloruration sèche effectuée dans des fours comme dans la méthode américaine que nous décrirons ultérieurement, ou chloruration humide effectuée comme dans la méthode du *patio* ou du *fondon*. Dans le premier cas, les minerais ont perdu en grande partie leur cohésion naturelle tant par le broyage qui précède la chloruration que par le grillage chlorurant lui-même; dans le second, c'est toujours à l'état de poudre fine qu'il faut amener le minerai. Par suite, l'objection faite au tonneau de ne pas être un instrument de broyage comme les *pans*, mais plutôt un simple appareil de malaxage, tombe d'elle-même. Nous verrons d'ailleurs, par la suite, que les *pans* commencent à ne plus servir que de bassins à réactions (voir le *Boss's process*, p. 407). Les tonneaux ne présentent donc, à notre avis, qu'un inconvénient, celui de n'opérer que sur des charges limitées, mais pour des usines à établir sur une petite échelle dans des pays privés de ressources industrielles ils sont certainement des appareils indiqués, et à ce titre nous consacrerons quelques lignes au fonctionnement d'une usine ayant employé ce genre d'amalgamation.

a. AMALGAMATION AMÉRICAINE AUX TONNEAUX.

Laissant de côté l'ancien agencement européen, nous choisirons l'usine du *Pelican-mill* (Colorado) pour décrire quelques particularités de l'outillage moderne.

Cette usine travaillait en 1875 dans les montagnes Rocheuses à 8500 pieds d'altitude dans le centre de *Georgetown*, à 50 milles de Denver (Colorado). Le chemin de fer qui relie actuellement ces deux localités n'était pas construit. Le moulin n'avait donc comme ressources que les minerais extraits de la mine du *Pelican* et ceux que pouvait lui fournir le marché assez restreint du *camp minier* environnant. Les minerais contenaient beaucoup de sulfures; des pyrites de fer et de cuivre légèrement aurifères, de la blende et de la galène; la proportion de zinc s'élevait à 16 % et celle de plomb de 15 à 20 %.

La gangue était quartzreuse et feldspathique et la teneur en argent variait de 150 à 200 onces à la tonne.

Dans ces conditions il n'était pas douteux que les facilités actuelles pour le transport et pour la vente des minerais de toute nature devaient bientôt faire renoncer à un traitement d'amalgamation sur place peu approprié à cette sorte de minerai, et le faire remplacer par un triage, une concentration, avec envoi sur le marché de Denver des minerais plombeux, cuivreux ou ferrugineux susceptibles d'être traités dans les fonderies spéciales établies dans ce grand centre métallurgique.

Cette évolution pouvant être bien plus longue à se produire dans des pays moins avancés que les États-Unis, il est intéressant de décrire comment au *Pelican-mill* on avait tourné les difficultés du traitement.

Le procédé comportait : un concassage et une pulvérisation, un grillage au cylindre Brückner, une amalgamation au tonneau du minerai grillé, et enfin la distillation de l'amalgame.

Concassage et pulvérisation au cylindre à boulets. — Nous ne décrirons pas à nouveau le concassage exécuté par un concasseur Dodge (voir p. 23), mais dirons quelques mots de la pulvérisation fine exécutée dans un pulvérisateur à boulets (*ball grinder*), machine que nous n'avons pas encore eu l'occasion de décrire et qui peut, dans certains cas, se substituer aux bocards à sec et rendre de bons services.

C'est un cylindre à grille formé de fortes barres de fer espacées de $1/64$ de pouce (0^m,0004) dans lequel on introduit $1/2$ tonne de boulets de fonte de 3 pouces de diamètre qui tournent à l'intérieur avec la charge et la pulvérisent de façon à la faire passer entre les interstices des barres d'où elles tombent dans une trémie.

Une chaîne sans fin remonte de là le minerai jusqu'à un plancher supérieur où un blutoir hexagonal recouvert de toile métallique en cuivre de 70 trous au pouce carré envoie le fin à la trémie des fours de grillage et renvoie les refus au pulvérisateur à boulets. Le broyage fin de 3500 livres qui constituent la charge de deux cylindres Brückner exige environ 4 heures.

Grillage. — Le grillage au four Brückner ayant été décrit (voir p. 63), nous n'y reviendrons pas, nous bornant à dire que la durée du grillage au *Pelican-mill* variait de 15 à 20 heures suivant la nature du minerai. Le minerai, déchargé sur le plancher refroidisseur, était vivement étalé pour éviter la formation de parties agglomérées (*lumps*); après son refroidissement il était en outre bluté à

nouveau, les refus ainsi que les agglomérés du cylindre repassant au pulvérisateur; l'uniformité des grains étant une des conditions favorables de l'amalgamation au tonneau.

Amalgamation au tonneau. — Les tonneaux étaient au nombre de 5, ainsi que l'indique le plan général de l'usine (Pl. VIII, fig. 35). Les tonneaux avaient 4 pieds 6 pouces ($1^m,45$) de diamètre et une longueur égale, les douves de 5 pouces à 5 pouces et demi de largeur ($0^m,125$ à $0^m,145$) et, à l'origine, une épaisseur à peu près égale. Le serrage des douves était fait par quatre cercles en fer, deux à chaque bout, et par une pièce en fonte à quatre bras en croix dont le centre formait le coussinet de l'arbre de support et dont les extrémités étaient munies d'un œil destiné à laisser passer les tirants à boulon. La pièce de fonte reposait sur un fond en forts madriers fermant le tonneau et le serrage des tirants consolidait cet assemblage, ainsi que le montre le croquis déjà donné (voir p. 20).

L'usure des douves de pin pouvait sans danger aller jusqu'à diminuer de moitié leur épaisseur; leur remplacement était fort facile et leur durée était d'un an environ; un trou d'homme de $0^m,125$ de diamètre avec tampon et vis de serrage placé dans le milieu du tonneau permettait l'introduction de la charge et sur le diamètre opposé un simple trou à tampon de bois permettait l'évacuation de l'amalgame.

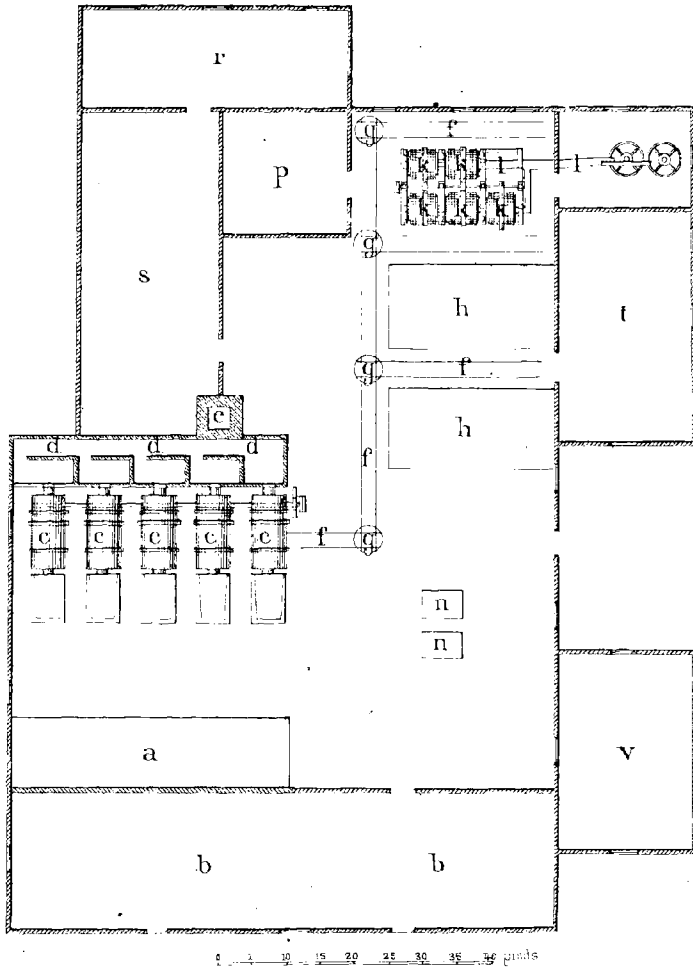
Le coût de chaque tonneau ainsi armé était d'environ 1 000 francs.

Mode de travail des tonneaux. — A la fin de chaque opération le tonneau était soigneusement lavé et une charge de 2 000 livres de minerai grillé y était introduite en même temps qu'une charge de ferraille variant de 60 à 150 livres suivant la qualité du minerai. Dans cette localité les vieux fers de mules étaient employés à cet usage comme étant économiques, mais à ce propos il n'est peut être pas inutile de faire observer, d'après notre expérience personnelle, que la régularité des formes du métal ajouté est plutôt nuisible. Ainsi, nous nous sommes assurés que des balles en fonte, qu'il était naturel d'employer, creusaient rapidement leur sillon dans le bois, même en ayant le soin de les faire fondre de différents diamètres pour éviter une régularité permanente de distribution dans leur transport par suite du mouvement du tonneau qui devenait rapidement hors d'usage.

On ajoutait de l'eau en petite quantité de façon que le minerai mouillé s'agglomérât simplement à la main et se divisât facilement en morceaux. Les orifices fermés, le tonneau était mis en mouvement pendant 4 heures à raison de 12 à 14 tours par minute. Au bout de ce temps on introduisait, après arrêt, la charge de mercure qui s'élevait à 250 livres pour un minerai de 150 onces, et une petite quantité de sulfate de cuivre. La rotation recommençait pendant 16 heures à la même vitesse.

La pulpe s'échauffait par suite des réactions chimiques intérieures. Les conditions de l'opération étaient examinées au bout d'un certain temps, en plongeant une latte par l'ouverture et en examinant le léger dépôt qui restait sur elle en la retirant; la pulpe, si l'opération était convenable, devait faire pâte et le

Fig. 33.



- a Emplacement des fours sécheurs
- b Magasin à minerai
- c Cylindres de Brückner
- d Chambres à poussières
- e Cheminée
- f Voie des wagonnets
- g Plaques tournantes
- h Plancher refroidisseur
- k Tonneaux d'amalgamation

- l Stives de décharge
- m Agitateurs
- n Fouasseur
- p Chambre à nettoyer l'amalgame
- r Chambre des chaudières
- s Chambre de la machine
- t Chambre de la roue hydraulique
- v Dépôt des tailings

mercure en particules brillantes devait être uniformément incorporé. Si la pulpe était trop claire, le rassemblement du mercure se faisait en partie et on reconnaissait qu'il y avait lieu d'épaissir la pulpe par une nouvelle addition de minéral. Si le mercure se montrait en farine ou noirci, cela indiquait une mauvaise marche, la plupart du temps due à un mauvais grillage.

A la fin de l'opération le tonneau fonctionnait comme *settler*, ce qui est un avantage de cette méthode. A cet effet il était rempli d'eau et mis en mouvement de nouveau à faible vitesse. Au bout d'une heure le rassemblement était complet et l'amalgame liquide était soutiré en ouvrant légèrement le bouchon de l'ouverture amené en bas; on laissait s'écouler le mercure jusqu'à la première apparition de la pulpe et le bouchon était enfoncé de nouveau.

Le mercure était reçu dans un pot en fonte émaillée de 0^m,50 de diamètre et de 0^m,15 de hauteur rempli d'eau et placé lui-même dans une cuve en bois de façon à éviter les éclaboussures ou à recevoir les parcelles détachées de la masse. Une nouvelle charge de mercure frais d'environ 100 livres était ajoutée à la charge et on remettait en marche à petite vitesse pendant trois quarts d'heure.

Au bout de ce temps on ouvrait de nouveau avec précaution le bouchon après avoir remis le récipient émaillé dans le baquet pour recueillir de nouveau le mercure.

Après avoir fait faire au tonneau une demi-révolution, la charge elle-même s'écoulait par le trou d'homme ouvert, dans un *sluice* garni de *riffles* qui retenaient en partie le mercure et l'amalgame.

Le courant du *sluice* était lui-même recueilli dans un appareil de dépôt (*dolly-tub*) destiné à rassembler les parcelles fines d'amalgame ou de mercure entraîné, et qui n'est autre que l'*agitateur* que nous avons eu l'occasion de décrire.

Le filtrage et la distillation de l'amalgame n'offraient rien de particulier et seront décrits en détail dans la description des méthodes d'amalgamation actuelles.

Faisons simplement observer que, si l'amalgame n'est pas *craquant* et sec lorsqu'il a été filtré et s'il est au contraire mou et onctueux, c'est qu'il contient des bas métaux en quantité considérable. La présence des bas métaux, cuivre et plomb, est surtout due à l'imperfection du grillage.

Lorsque le cuivre est en grande quantité dans l'amalgame, il se produit un phénomène assez curieux dans la distillation, surtout lorsque cette opération est conduite avec lenteur : ainsi que nous l'avons déjà fait observer, il se produit une certaine *liquation* et la boule d'amalgame distillé ou *retort-métal* présente à sa partie inférieure de l'argent métallique solide combiné à une certaine proportion de cuivre, cette couche étant surmontée d'une masse plus ou moins spongieuse d'un brun rouge formée, pour la plus grande partie, de cuivre en partie oxydulé retenant de l'or, s'il y en avait dans l'amalgame, et une petite quantité d'argent. On peut séparer ces deux couches au ciseau et les vendre ou les raffiner séparément en les dissolvant dans des acides.

Inconvénients de la ferraille dans le procédé des tonneaux. — L'emploi de la ferraille comme *métal réactif* dans les tonneaux augmente indirectement

tement la proportion du cuivre amalgamé; en effet, s'il est possible de conduire le grillage de façon à produire des composés de plomb à peu près insolubles, sulfate ou oxychlorure, et par suite à n'avoir que peu de plomb précipité et amalgamé dans le tonneau, il est au contraire facile et désirable de produire par le grillage le plus de sels cuivreux solubles, puisque ces sels sont la base des réactions. Mais, d'autre part, ces sels de cuivre solubles aussi bien ceux qui se sont formés dans le grillage que ceux que l'on ajoute sont immédiatement *cémentés* par la ferraille, et le ciment passe en grande partie dans l'amalgame.

Emploi des riblons de cuivre. — Nous croyons donc devoir recommander l'usage de riblons de cuivre au lieu de ferraille dans l'amalgame au tonneau, que nous avons personnellement employés dans une usine d'expériences construite à Glichy en 1875 et dont nous aurons l'occasion de parler (voir p. 99). Nous obtenions ainsi, avec un traitement de mattes cuivreuses grillées, un gâteau d'argent presque privé de cuivre.

C'est au reste ce qui se produit dans le procédé de la *tina* de Franke, à fond de cuivre, qui donne un argent d'une grande finesse.

Conditions économiques. — La main-d'œuvre requise dans le *Pelican-mill* était fournie par un ouvrier au concasseur, deux ouvriers grilleurs, deux ouvriers aux chargements et déchargements, un amalgamateur et deux aides pour un travail d'environ 10 tonnes par jour, ce qui donne un peu plus d'une journée de travail par tonne.

La force motrice, lorsqu'elle est fournie par un moteur hydraulique, n'entre que faiblement en ligne de compte; mais si l'on voulait établir le procédé dans des contrées où le combustible fût cher, on pourrait compter, en supposant la main-d'œuvre spéciale à 5 ou 6 \$ et le bois à 10 \$ la corde, que la dépense pour produire la force nécessaire au traitement de 10 tonnes reviendrait comme suit :

2 mécaniciens à	5\$,50	11\$,50
4 cordes 3/4 de bois à	10\$, »	47\$,50
Graissage et réparation.		5\$, »
		64\$ ou 532 ^r ,80

La moitié de la force est employée aux concasseurs et aux cylindres et la moitié aux tonneaux d'amalgame. La dépense en matières usées peut s'estimer à 50 kilos de ferraille par jour, à 1 kilo de mercure par tonne.

Dans ces conditions, le coût total du traitement serait d'environ 30 \$ par tonne.

Ce chiffre élevé est du reste contrôlé par les prix payés aux mineurs à l'époque où marchait le *Pelican-mill*, puisqu'on déduisait 35 onces d'argent de la valeur de l'essai pour frais de traitement, et que pour les minerais de 500 onces, par exemple, on ne payait l'once d'argent que 0\$,93 lorsque l'argent valait 0^r,20 le gramme ou 6^r,22 l'once.

TRAITEMENT DU PATIO AU MEXIQUE

P. I. VII

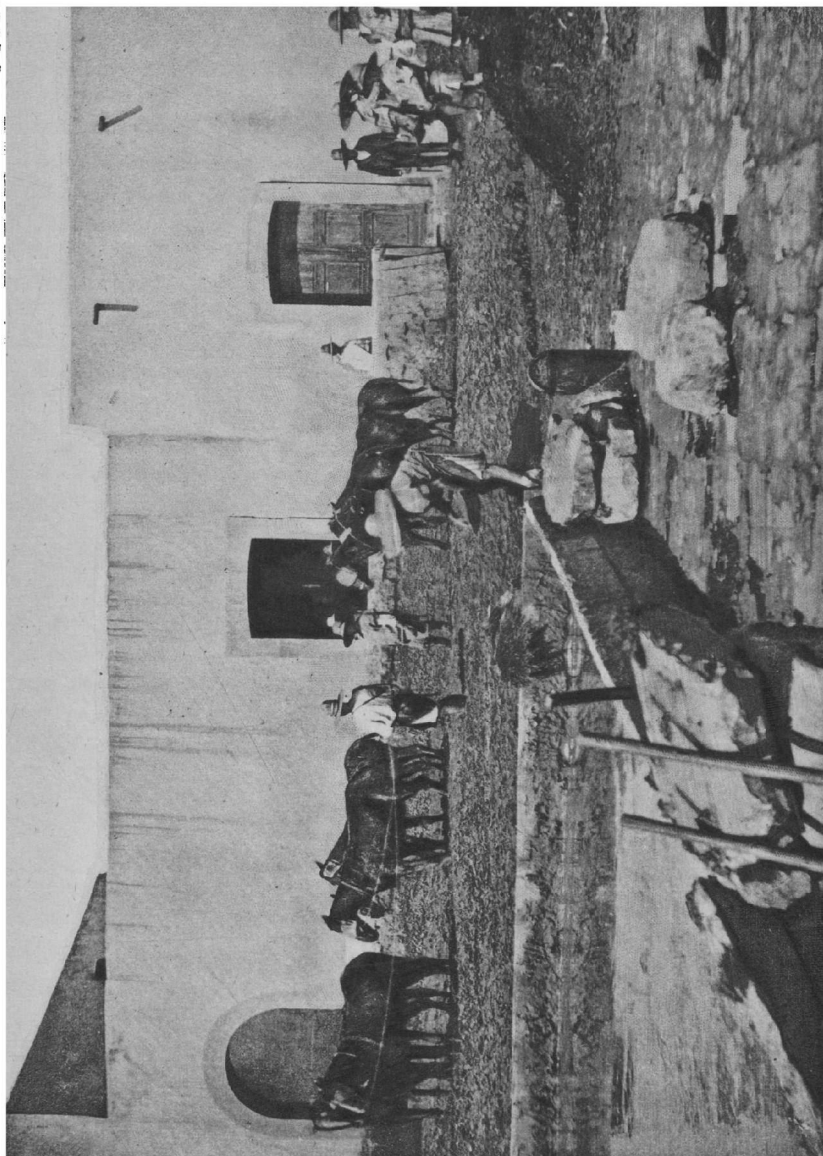


Fig. 3a

b. AMALGAMATION AUX TONNEAUX AU CHILI (procédé Kröncke).

Caractères de la méthode. — Le procédé de Kröncke usité au Chili, dans la vallée de Copiapo, mérite d'être signalé, non pas seulement à cause de l'emploi des tonneaux d'amalgamation dont il fait usage, mais surtout à cause du mode de chloruration qui diffère essentiellement de celui que nous venons de décrire à propos de l'usine américaine.

Comme dans cette dernière et, peut-être à un plus haut degré, les minerais traités aux tonneaux par le procédé de Kröncke sont essentiellement rebelles, c'est-à-dire contiennent une forte proportion des métalloïdes nuisibles, soufre, arsenic, antimoine. L'expulsion de ces derniers, en même temps que la chloruration des métaux est obtenue dans la méthode américaine par un grillage chlorurant préalable. Ici, au contraire, les métalloïdes subsistent dans la masse traitée puisqu'on ne fait pas de grillage, et la chloruration est faite dans la tonne tournante elle-même.

Nous n'entrerons pas dans le détail de construction des tonnes tout à fait analogues à celles de l'usine américaine, mais nous insisterons sur les réactions chimiques, à l'aide desquelles on obtient la chloruration de composés aussi complexes. Ces réactions sont d'autant plus intéressantes que, pour les minerais auro-argentifères, qui doivent plus spécialement nous occuper, il est bien rare, ainsi que nous l'avons déjà fait observer, que la complication des espèces minérales ne soit pas la caractéristique générale de ces minerais.

Le procédé de Kröncke est caractérisé par la suppression du grillage chlorurant et par la substitution d'une chloruration par voie humide, s'opérant en même temps que l'amalgamation. Cette chloruration est obtenue par l'action de *protochlorure de cuivre* préalablement formé et non par l'addition de sulfate de cuivre (*blue-stone*) et de sel marin. Ces deux derniers corps donnent, il est vrai, par double décomposition, du chlorure de cuivre et du sulfate de soude, mais il faut observer que dans cette double réaction c'est du bichlorure de cuivre qui est produit, sel que le cuivre métallique du *fondon* ou le ciment de cuivre quelquefois associé au travail du *patio*, ramènent seuls à l'état de protochlorure.

Dans le procédé de Kröncke, la ferraille des tonneaux est en partie supprimée et l'on ajoute du plomb ou du zinc comme métaux réducteurs, ou mieux des amalgames de ces deux métaux.

Préparation du réactif chlorurant. — On dissout dans l'eau, à saturation, un poids de sel marin égal à 5 % du minerai à traiter ; on prépare une dissolution de sulfate de cuivre (*vitriol bleu, blue-stone*) à 22° Baumé, que l'on mélange à la dissolution saline en quantité inférieure à celle qu'indique le calcul des équivalents. On soumet le mélange à une ébullition prolongée en faisant arriver de la vapeur sous pression dans une cuve en bois contenant du cuivre en déchets. Le bichlorure de cuivre doit être complètement transformé en protochlorure, ce dont on s'assure en étendant de beaucoup d'eau quelques centimètres cubes de la liqueur qui se décolore en donnant un précipité blanc

de protochlorure, ce sel soluble dans une dissolution concentrée de sel devenant insoluble dans des liqueurs étendues.

La liqueur ainsi fabriquée est additionnée d'une petite quantité d'acide sulfurique.

Conduite du travail. — Le minerai porphyrisé à l'eau au *trapiche*, ou moulin à meule verticale, est recueilli dans de grands bassins de dépôt où on le laisse s'évaporer. Les schlamms retirés à l'état sec sont conduits aux tonneaux d'amalgamation.

La charge de schlamms secs est additionnée de liqueur salée suffisante pour produire une bouillie épaisse. On y ajoute une proportion de liqueur cuprosaline calculée suivant la teneur en argent, et aussi suivant la nature des gangues, car la chaux, ou plutôt le calcaire, neutralisent une partie de la liqueur cuivreuse en la décomposant. Pour des minerais à 20 kilos d'argent à la tonne, ainsi qu'il en existe dans ce district, on ajoute en général 20 à 30 litres de liqueur cupro-saline.

Après une demi-heure de révolution on ajoute le mercure, calculé en raison de 20 à 28 fois le poids de l'argent contenu, et une dose de zinc ou de plomb ou d'amalgame de l'un ou l'autre de ces métaux de 25 fois environ le poids de l'argent.

La durée de l'amalgamation est réduite à 6 heures par ce procédé. On fait alors la vidange du mercure et des boues, ainsi qu'il a été dit à propos du *Pelican-mill*, le *sluice à riffles* étant seulement remplacé au Chili par un sluice garni de gros galets.

Filtration et purification de l'amalgame. — La filtration se fait comme partout ailleurs; la purification s'exécute dans un *clean-up pan*, et la particularité à signaler c'est l'emploi d'une dissolution de carbonate d'ammoniaque, avec laquelle on travaille pendant 5 heures l'amalgame étendu de mercure frais après qu'il a été brassé d'abord à l'eau : un nouveau lavage suit ce travail et, après filtration, l'amalgame solide est passé à l'*essoreuse* ou turbine à force centrifuge qui épure encore l'amalgame final.

Considérations économiques. — La perte d'argent serait très peu considérable dans ce procédé; suivant l'appréciation de plusieurs auteurs, elle ne serait même que de 2 %. On a quelque peine à croire à la réalité de ce résultat quand on considère les pertes courantes admises pour les autres procédés d'amalgamation. Il est bon de faire observer, cependant, que la chloruration sèche, lorsqu'elle s'opère sur des composés arsénicaux ou antimoniaux, doit nécessairement produire des arsénates ou des antimoniates d'argent très rebelles à l'amalgamation, tandis que dans la chloruration humide de Kröncke les antimonio-sulfures préexistants peuvent être transformés en chlorures d'antimoine, en sulfures de cuivre et en sulfure d'argent suivant la réaction indiquée (voir p. 6), et que le sulfure d'argent lui-même est détruit par les réactions ordinaires de l'amalgamation.

La perte en mercure n'est évaluée par les mêmes auteurs que de 12 à 33 %

ATELIER DES PANS ET SETTLERS
dans un moulin de 80 pilons .

Pl. IX

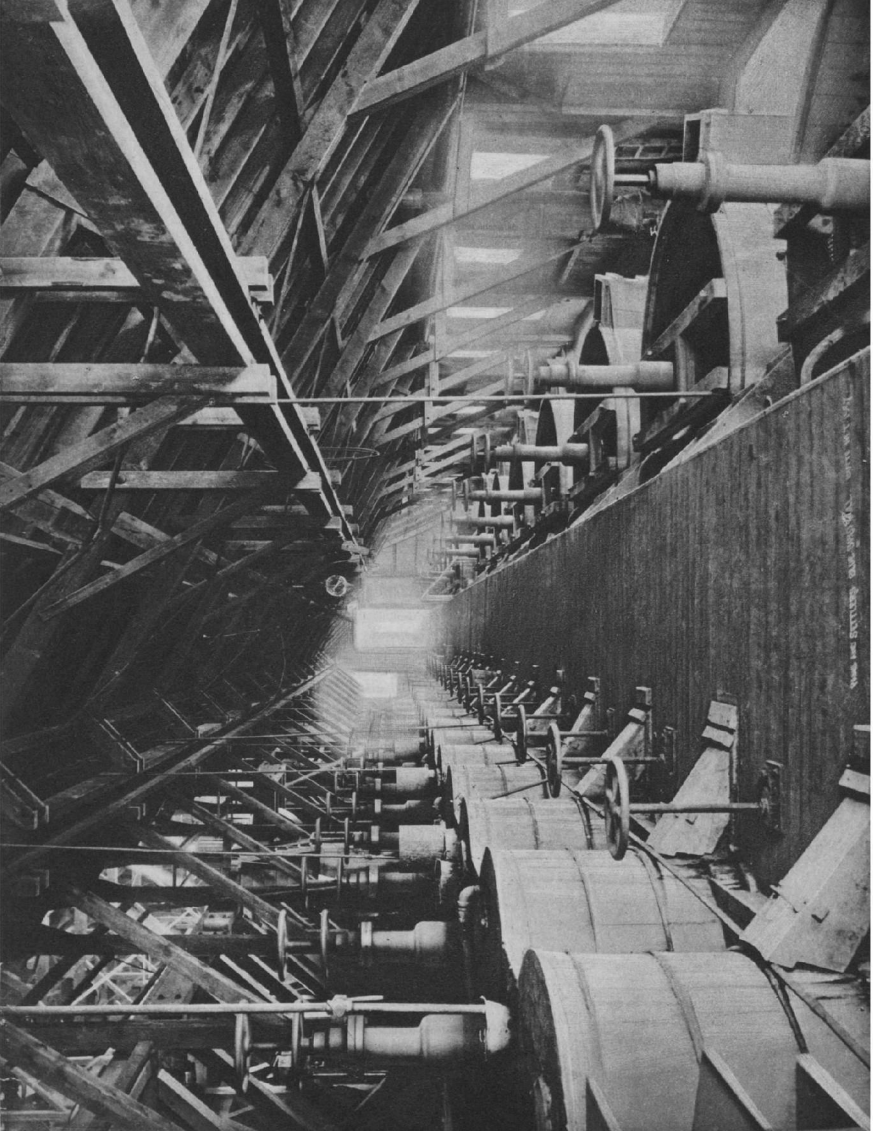


Fig. 34

ATELIER DES FRUE-VANNERS
dans un moulin de 10 pilons travaillant d'après le système de Boss, Pl X

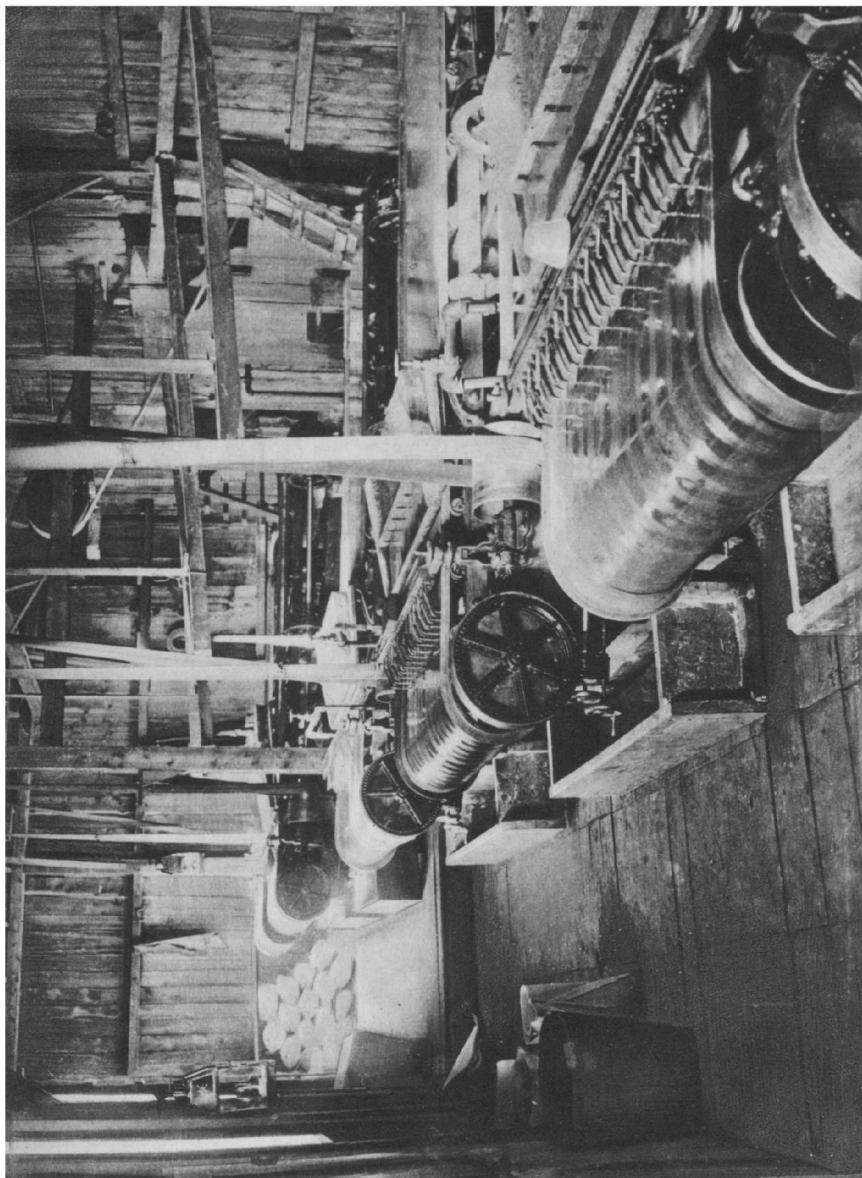


Fig. 35

du poids de l'argent extrait; c'est également beaucoup moins que la perte usuelle déjà constatée dans d'autres procédés.

Signalons enfin dans cette méthode la distillation spéciale qui s'effectue sur le mercure ayant déjà servi 5 ou 6 fois avec une très petite quantité, moins d'un millième, d'amalgame de sodium qui le régénère et le rend propre à une bonne amalgamation.

Modifications proposées. — En dernier lieu, s'il nous était permis d'introduire dans cet ouvrage quelques observations personnelles au sujet de l'emploi des sels cuivriques, nous dirions que la dissolution de protochlorure de cuivre s'obtient facilement, ainsi que le montrent nos études sur la matière, par la réaction au four à moufle ou au four à réverbère à flamme réductrice d'un mélange de sel marin et de minerais de cuivre oxydés à gangue argileuse, tels que ceux que l'on rencontre dans le grand gisement de cuivre du *Boleo* (Easse-Californie, Mexique) la lixiviation du minerai *grillé*, par de l'eau salée, donnant précisément la liqueur cupro-saline du procédé de Kröncke¹.

De plus, nos récentes expériences sur le traitement des minerais de cuivre par la voie humide nous ont prouvé que le mélange de sulfate de protoxyde de fer (vitriol vert du commerce) et de sel marin, que l'on peut se procurer en tous pays, produisait l'attaque des minerais de cuivre oxydés et des sulfures grillés, en donnant précisément le chlorure en question.

Il nous suffit de ces indications pour montrer dans quelle voie pratique on peut s'engager en modifiant au besoin les réactions du procédé de Kröncke pour l'adapter au traitement des minerais auro-argentifères dans des contrées moins bien partagées que le Chili au point de vue des minerais de cuivre; car en tout pays on peut se procurer du sulfate de fer, du sel et du ciment de cuivre, toutes matières d'un facile transport.

C. GRILLAGE A LA VAPEUR D'EAU (*procédé Rivot et procédé CUMENGE*).

Pour terminer l'étude des procédés européens il nous reste à dire quelques mots d'un procédé de grillage à la vapeur d'eau un peu tombé dans l'oubli, mais dont l'auteur de ces lignes peut revendiquer hautement la paternité². Non seulement les principes métallurgiques du traitement ont été posés par l'auteur, mais des applications en ont été faites sur une échelle industrielle.

Rivot, d'abord, dont Roswag dans la métallurgie de l'argent (*Encyclopédie chimique (métallurgie)*, 7^e cahier, p. 511) analyse les recherches, basait la réussite industrielle sur l'emploi de la vapeur surchauffée et l'addition de pyrite de fer pour opérer le grillage complet, c'est-à-dire le départ non seulement du soufre, mais des métaux nuisibles, arsenic et antimoine.

Cumenge établissait en 1875 une usine d'expérience à Clichy près Paris et reconnaissait bientôt que l'action de la vapeur, même surchauffée, laissait

1. Brevet mexicain et Brevet français pris par M. Cumenge le 10 janvier 1888, n° 194425.

2. Voir *Annales des Mines*, 7^{me} série, année 1852, et Grüner, *Encyclopédie chimique (Métallurgie du cuivre)*, p. 201.

l'opération s'effectuer, dans la pratique, d'une manière si lente qu'elle devenait peu industrielle. Portant alors ses efforts sur le traitement des mattes cuivreuses, suivant le principe aujourd'hui admis sans conteste, que le meilleur moyen de tirer parti d'un minerai auro-argentifère est de concentrer les matières précieuses, or et argent, dans une matte cuivreuse, il appliqua sur des mattes produites avec des minerais d'origines les plus diverses (Californie, Mexique, Espagne) le grillage à la vapeur d'eau des mattes provenant de la fusion de ces minerais.

Pour activer le grillage de ces mattes réduites en poudre fine, soit directement par un broyage au broyeur à boules (*Ball-crusher*) opéré sur la matte elle-même, soit mieux encore sur la matte ayant subi un léger grillage à l'air, diminuant la cohésion, la matière broyée était mélangée d'une petite proportion de nitrate ou de sulfate de soude.

L'addition de ces sels de préférence au chlorure de sodium avait pour but d'éviter la production de chlorures volatils, cause de pertes si considérables constatées dans le grillage chlorurant de tous les minerais à métaux précieux ; les sulfates ou sels doubles formés par le grillage avaient en outre l'avantage d'être plus solubles que le chlorure d'argent. Enfin l'inconvénient et même le danger de produire des gaz toxiques (hydrogène sulfuré, hydrogène arsénié et antimonié) auxquels on était exposé par le grillage à la vapeur seule était évité à l'aide de l'addition de nitrate de soude qui, par sa décomposition, transformait ces gaz dans le four à moufle employé en produit volatils (acide arsénieux, acide antimonieux), mais condensables. La petite quantité de sous-sels (arsénites, antimonites d'argent) qui pouvaient résulter de l'emploi du nitrate de soude comme agent actif du grillage à la vapeur étaient également solubles dans la liqueur cupro-saline formée par l'addition d'eau à la charge grillée.

L'amalgamation se faisait dans une tonne tournante avec riblons de cuivre et donnait, ainsi qu'il a été déjà dit, de l'amalgame presque exempt de bas métaux.

Les rendements obtenus ainsi étaient souvent supérieurs à l'essai docimastique, car on sait que pour des mattes cuivreuses impures cet essai donne toujours une perte notable.

Nous n'avons voulu qu'esquisser ici ces réactions du grillage à la vapeur d'eau qui, si elles ne prennent pas place dans la métallurgie courante actuelle, présentent néanmoins un côté intéressant, car la multiplicité des méthodes prouve bien que le *desideratum* n'est pas atteint encore dans les centres industriels de l'univers. Si, de plus, l'amalgamation était appelée un jour à disparaître, nous croyons que les réactions du grillage à la vapeur d'eau favoriseraient singulièrement la réussite des procédés de lixiviation.

III. — MÉTHODES AMÉRICAINES.

A. DISPOSITIONS D'ENSEMBLE ET MODE DE TRAVAIL D'UN MOULIN TRAITANT DIRECTEMENT LES MINÉRAIS AURO-ARGENTIFÈRES FACILES À AMALGAMER (*Free milling ores*).

Le procédé d'amalgamation directe des minerais auro-argentifères faciles à amalgamer (*free-milling ores*) est le même que celui que l'on a employé, dès l'origine de l'amalgamation aux *pans*, pour traiter les minerais d'argent de même classe.

Ainsi qu'il est facile de le comprendre, la présence de l'or n'ajoute pas de difficultés spéciales au traitement de ces minerais, et les mêmes causes qui ont transformé les *espèces minérales argentifères* des parties profondes des filons en composés facilement attaquables dans les minerais de surface, n'ont pu que dégager aussi l'or contenu dans ces mêmes espèces.

Les minerais d'argent altérés par les actions atmosphériques contiennent de l'argent natif, des chlorures, iodures et bromures d'argent, mais il est rare que la démarcation soit bien nette, et que les minerais de composition la plus simple en apparence ne contiennent pas, en plus ou moins grande quantité, les sulfures, arsénio-sulfures, antimonio-sulfures d'argent ou des composés dérivés de ces espèces primitives, en même temps que des sulfures de fer, de plomb, de zinc, de cuivre, d'antimoine, etc.; tous ces composés ne se prêtent pas aussi facilement à l'amalgamation directe et l'on est obligé de faire agir sur eux certains réactifs, suivant les principes que nous avons exposés pour rendre attaquables par le mercure l'or et l'argent combinés ou interposés. La présence des bas métaux compromet, en partie, le succès de l'amalgamation : directement en ce qu'ils salissent l'amalgame et mettent souvent obstacle aux réactions chimiques nécessaires, indirectement parce qu'ils entraînent dans des combinaisons réfractaires une notable partie de la richesse, ainsi que nous le verrons dans l'étude du rendement des moulins.

Lorsque les composés sulfurés, arséniés et antimoniés des bas métaux prédominent, leur influence est tellement désastreuse que les minerais passent dans la catégorie des minerais *rebelles* à l'amalgamation, et qu'il faut de toute nécessité accomplir artificiellement, pour ces derniers, le travail préparatoire que la nature s'est chargée de faire pour des minerais faciles à amalgamer que l'on traite dans les moulins du type que nous allons décrire.

Description du moulin. — Nous choisirons d'abord, pour notre description, un des anciens moulins comme il en existe tant dans les districts auro-argentifères des États-Unis, en particulier dans la Nevada, en faisant observer que la tendance actuelle est de remplacer le mode de travail que nous allons

décrire par un nouveau système continu, connu sous le nom de *Boss's process*, dont nous donnerons ultérieurement tous les détails.

Ayant déjà fourni toutes les explications concernant les opérations partielles du traitement, nous n'avons plus qu'à montrer la coordination de ces opérations successives qui constituent le traitement direct : le *concassage*, le *bocardage* à l'eau, l'*amalgamation* proprement dite dans des *pans* et des *settlers*.

Indépendamment des descriptions et des figures précédemment données, nous joignons à notre travail un certain nombre de *photogravures* donnant des vues d'ensemble des diverses parties des moulins d'amalgamation (voir Pl. IX et X, fig. 34 et 35).

Situation du moulin. — En général, comme le montre la figure donnant la coupe d'un moulin (voir Pl. XI, fig. 36), le moulin est construit par étages soit en profitant d'une disposition naturelle du terrain, *mill-site*, soit en effectuant les terrassements et les murs de soutènement nécessaires. De cette façon la descente et l'évacuation des produits se font naturellement par la gravité.

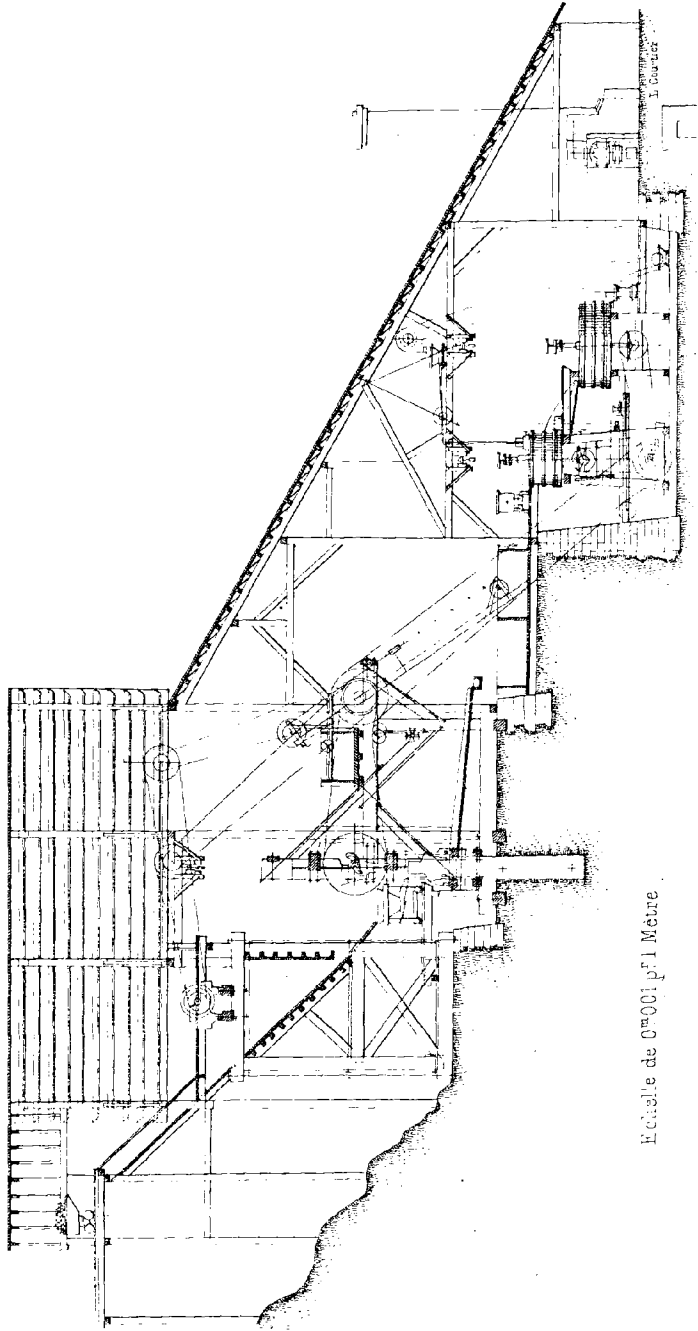
Néanmoins, ainsi que nous l'avons fait observer dans la description des moulins à or, on peut très bien, dans certains cas, économiser les superstructures et les frais de fondation en s'établissant sur un terrain plat. L'usage de *monte-charges* s'impose dans ce cas; ce dispositif bien compris n'exige pas une force supplémentaire bien considérable, et quoiqu'il soit peu en usage aux États-Unis dans les moulins, son adoption mérite d'être recommandée, surtout lorsqu'on a à sa disposition une force hydraulique.

Moteurs hydrauliques. — Il est à peine utile de faire observer que, partout où l'on rencontre des chutes suffisantes, les moteurs hydrauliques doivent être préférés, par raison d'économie, tant dans les frais de premier établissement que dans les frais d'entretien. Le transport de la force par l'électricité, problème déjà résolu aux États-Unis, étendra certainement le champ des installations hydrauliques, car il est bien rare, en pays minier, de n'avoir pas, à une certaine distance de l'endroit où le moulin peut être établi d'une façon rationnelle, des chutes qu'avant l'emploi de l'électricité l'on ne pouvait utiliser.

Dans un centre nouveau et éloigné de toute ressource industrielle, ou situé de façon à rendre les transports coûteux et difficiles, il est rare que l'on ne puisse trouver à faire construire sur place une roue hydraulique du type le plus simple. D'ailleurs l'industrie américaine fournit actuellement des roues utilisant les grandes chutes des montagnes et faciles à transporter eu égard à leur petit volume. Ces roues sont de deux sortes, turbines ou roues à réaction. Nous ne pensons pas qu'il soit nécessaire de décrire les premières, mais parmi les secondes nous croyons intéressant de donner le dessin d'une roue très employée aux États-Unis et peu connue en France, la roue Pelton.

La roue Pelton dont la planche ci-jointe (Pl. XI bis) donne la représentation est, à proprement parler, une roue à réaction tangentielle, actionnée par une grande hauteur de chute. L'eau amenée par une ligne de tuyaux est déchargée par un ajutage dont les dimensions varient suivant la quantité d'eau disponible et suivant la force que l'on veut produire.

Fig 36.



Echelle de 0^m001 p^r1 Mètre

Auto-imp. L. Costier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

Ce qui distingue cette roue, dont la théorie n'entre pas dans le cadre de cette étude, c'est la forme spéciale des godets. Ils sont divisés par une cloison médiane et ont une courbure appropriée; de telle sorte qu'ils utilisent complètement la force de réaction. Si bien que le courant d'eau projeté avec une extrême violence contre les godets s'échappe parfaitement inerte sans éclaboussures et sans transport : un léger brouillard au-dessus et un petit courant au-dessous sont les seules traces de la force considérable souvent développée.

Le fait que les constructeurs garantissent pour cet engin l'utilisation de 85 % de la force suffit à montrer l'intérêt qui s'attache à son emploi.

Dans les pays de mine cette roue offre le moyen peu dispendieux d'utiliser les chutes considérables que l'on rencontre si souvent en pays de montagnes. Avec des roues Pelton de quelques pieds de diamètre on fait souvent mouvoir non seulement les machines d'extraction installées sur les puits de mines, mais les usines de traitement considérables.

Ces roues sont dès maintenant appliquées aux États-Unis pour actionner des *dynamos* servant au transport de la force par l'électricité. C'est à elles que l'on s'est adressé pour l'utilisation d'une partie de la force développée par les chutes du Niagara.

Le travail du moulin à minerais auro-argentifères exige néanmoins toujours l'adjonction de chaudières pour la production de la vapeur nécessaire au chauffage des appareils.

Moteurs à vapeur. — Lorsque l'on a du combustible à bon marché à sa disposition, soit que le pays environnant présente des ressources forestières, soit que des lignes ferrées mettent facilement en communication avec des centres houillers, les moulins sont mus par des machines à vapeur dont les chaudières sont chauffées au bois ou à la houille.

Il ne faut pas hésiter à choisir les chaudières et les machines des meilleurs types connus, car le gaspillage des ressources forestières montre bientôt ses fruits, ainsi que l'on peut malheureusement s'en convaincre dans les districts miniers des États-Unis en production depuis un certain nombre d'années, et parce qu'à moins de situation exceptionnelle eu égard à l'approvisionnement des combustibles minéraux, il faut tenir grand compte de cet élément du prix de revient.

Les chaudières en tôle d'acier à foyer intérieur du modèle courant des États-Unis donnent, suivant notre propre expérience, des résultats plus favorables que les types les plus perfectionnés adoptés en France. Quant aux machines, tous les grands constructeurs de Chicago et de San Francisco fournissent des machines solides et bien comprises, presque toujours du système Corliss, qui ont un excellent rendement.

Force nécessaire. — Pour fixer les idées sur la force nécessaire, nous dirons d'une manière générale qu'un moulin de 10 pilons, par exemple, que l'on peut prendre pour unité minimum et qui a à faire mouvoir un concasseur Blake n° 2, 2 alimentateurs, 10 flèches de bocards pesant 750 livres et battant 90 coups par minute, 6 pans de 5 pieds de diamètre et 3 settlers de 8 pieds de

diamètre, la force nécessaire est de 64 chevaux-vapeur se décomposant comme suit :

1 concasseur Blacke, n° 2.	6 chev.-vap.
2 batteries de 5 flèches.	12 —
6 pans.	30 —
3 settlers.	9 —
Frottement des arbres de transmission	7 —
	<hr/>
	64 chev.-vap.

Un pareil moulin est appelé à traiter, suivant la nature du minerai, 18 à 20 tonnes par jour.

Pour une usine de 20 pilons, comme le concasseur peut être le même et que la force usée par le frottement n'augmente pas proportionnellement, on compte qu'une force de 120 chevaux est suffisante.

Quantité d'eau nécessaire. — La quantité d'eau nécessaire pour le travail des minerais auro-argentifères par le broyage humide est généralement évaluée de la manière suivante :

Chaudière, 7 gallons 1/2 (34 litres) par cheval-vapeur et par heure ;

Pour chaque flèche de bocard, 72 gallons (327 litres) par heure ;

Pour chaque pan, 120 gallons (545 litres) par heure ;

Pour chaque settler, 60 gallons (272 litres) par heure.

Si l'eau qui alimente les bocards, les pans et les settlers est reçue ensuite dans des bassins de dépôt, elle peut resservir avec une perte d'environ 25 pour 100.

Dispositions d'ensemble. — En prenant pour type un moulin de 20 flèches, par exemple, comprenant, ainsi que nous l'avons vu, 12 pans et 6 settlers, il est nécessaire d'adjoindre un nombre proportionné de bacs de dépôt, puisque la pulpe doit, au sortir des batteries, se déposer avant d'être chargée dans les pans, dans un état relativement plus sec et à intervalles déterminés. Ces bacs de dépôt sont, en général, divisés en deux séries adjacentes, bacs de dépôt proprement dits où se dépose le gros de la pulpe, et bacs à *slimes*, où se rendent les parties les plus légères. Le dépôt de ces dernières est toujours incomplet et nous avons indiqué (voir p. 55 et suiv.) quels sont les dispositifs que l'on adopte maintenant pour recueillir ou utiliser, autant que possible, ces *slimes* toujours relativement riches.

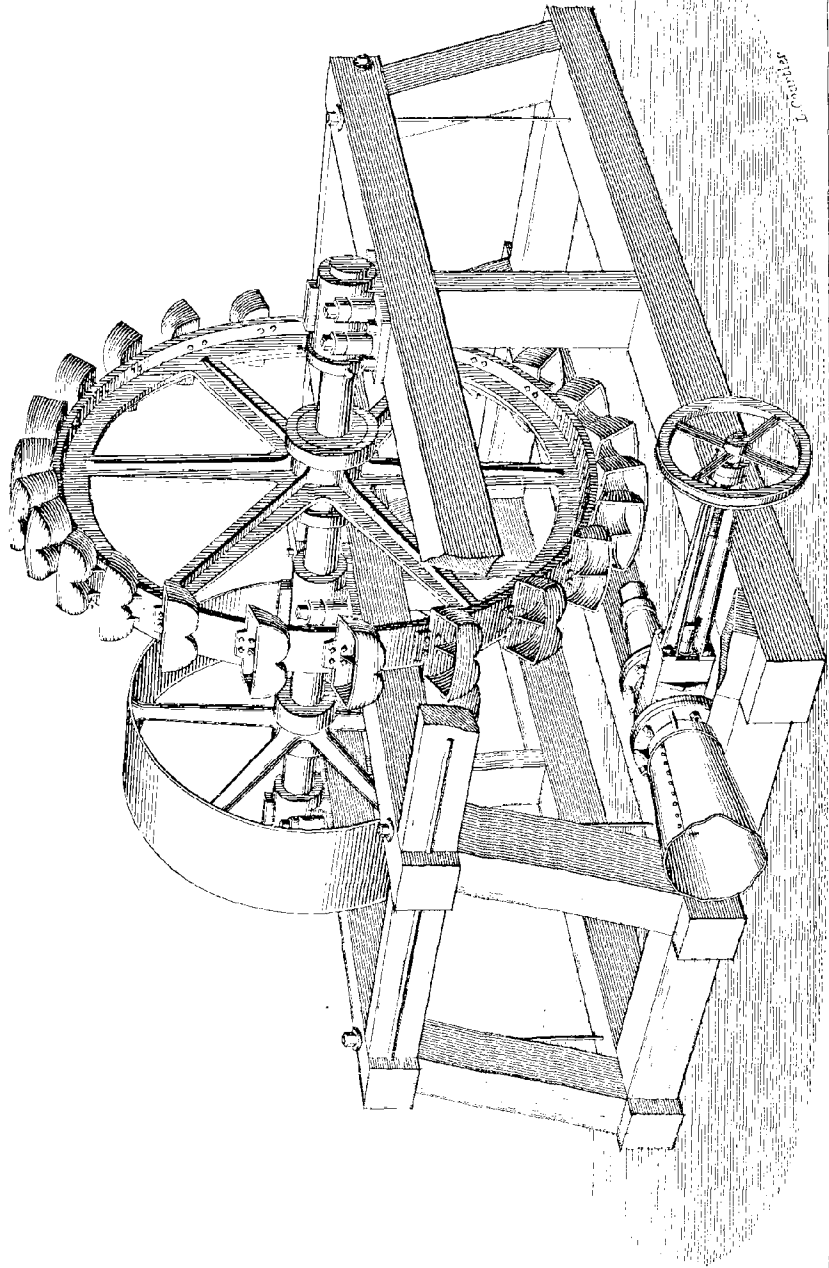
Dans un grand moulin tel que celui de *Consolidated Virginia* il n'y avait pas moins de 42 bacs de chaque espèce, ainsi que le montre la figure (voir pl. XII, fig. 57).

Cette planche montre la disposition d'ensemble d'un grand moulin dans lequel les pans et settlers sont rangés en 2 travées dans un bâtiment spécial à angle droit de la ligne des batteries.

Dans un moulin de moindre importance les batteries sont sur une ligne parallèle à la rangée des pans et des settlers ainsi que l'indique la figure montrant une coupe longitudinale d'un moulin de ce genre (voir pl. XI).

ROUE HYDRAULIQUE PELTON

PL. X.¹⁸⁶⁸

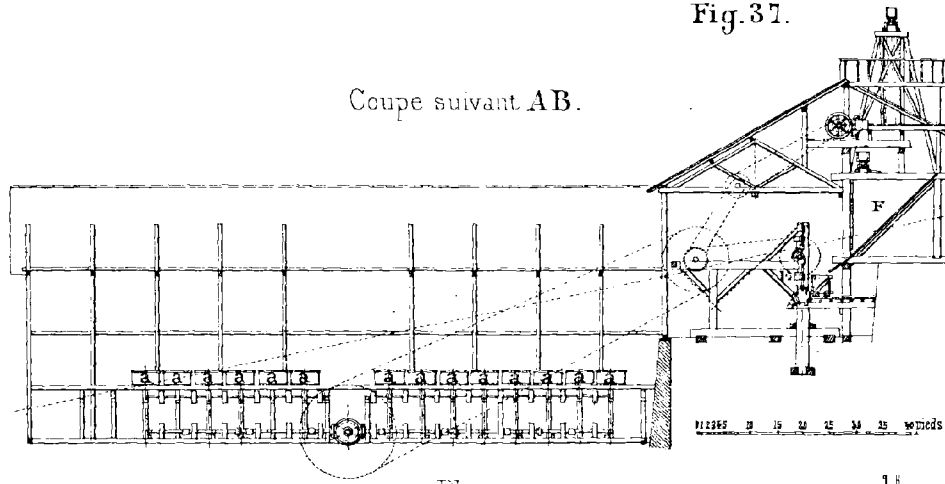


L. Courcier

Asto-imp. L. Courcier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

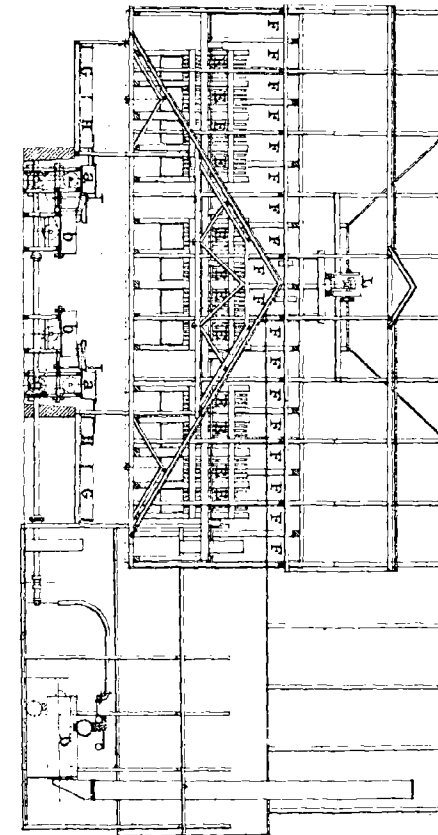
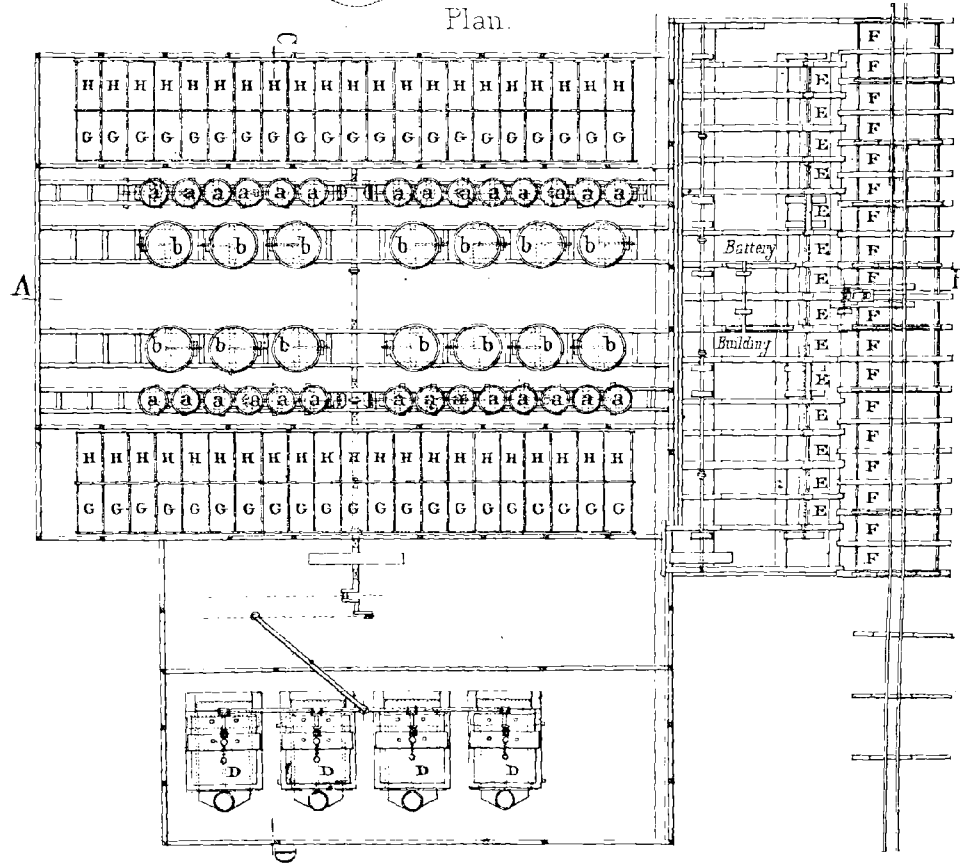
Fig. 37.

Coupe suivant AB.



- a Combinaison pans
- b Settlers
- D Bouilleurs.
- E Bocards
- F Ore bins
- G Bacs à slimes
- H Bacs à pulpe
- L Blake crusher

Plan.



Coupe suivant CD

Nous avons consacré un article aux dispositions prises pour le mouvement et la récupération du mercure dans une usine bien montée; il nous suffit donc de renvoyer à cette description (voir p. 48 et suiv.).

Nous ajouterons encore que, dans une usine bien comprise, tous les planchers, et spécialement les planchers égoutteurs, soigneusement goudronnés et quelquefois doublés, doivent être lavés à la lance plusieurs fois par jour pour entraîner les portions de minerai et d'amalgamé pouvant s'échapper des appareils, et qu'ils doivent, en conséquence, présenter des pentes vers un canal qui réunit les matières diluées dans un bassin spécial.

Ceci posé, voici comment s'effectue le mouvement des matières, et le travail proprement dit du moulin.

Travail du moulin. — Le minerai amené par des wagonnets au sommet de l'usine est déversé sur la grille inclinée, *grizzly*, les morceaux fins passent à travers la grille dans les coffres à minerai, *ore-bins*, situés au-dessous. Les gros morceaux roulent jusque sur les planches qui recouvrent les *ore-bins*. Un concasseur à mâchoires (*Blake-crusher*, voir III^e partie, 1^{re} section, p. 106, ou *Dodge-crusher*, voir III^e partie, 2^e section, p. 23) est installé de façon à ce que ses mâchoires soient au niveau du plancher. Le minerai est jeté à la pelle entre les mâchoires et les morceaux généralement cassés à la grosseur d'une noix tombent dans l'*ore-bin* et se mêlent au menu de la grille.

De là le minerai est admis, à l'aide de portes à crémaillères, dans des couloirs qui l'amènent aux alimentateurs automatiques de la batterie (voir III^e partie, 1^{re} section, p. 117). Les bocards sont ainsi alimentés d'une manière continue,

Quoique l'alimentation à la main ait encore ses partisans qui prétendent qu'un ouvrier exercé sait faire varier le mode de chargement suivant les conditions d'usure des organes broyeurs, l'usage des alimentateurs automatiques, *self-feeders* (voir III^e partie, 1^{re} section, p. 118) doit se répandre de plus en plus dans les pays où la main-d'œuvre est chère. Quelques grands moulins des États-Unis sont encore alimentés à la main et l'on compte qu'il faut un ouvrier par postes de 8 heures pour alimenter 20 pilons.

La construction et le fonctionnement des bocards ont été déjà suffisamment décrits (voir p. 25 et suiv.).

De la batterie la pulpe coule par des canaux jusqu'aux bacs de dépôt; la pente des canaux est généralement de 1/24. Les bacs dans la Consolidated Virginia (pl. XII) ont 9 pieds de longueur, 5 pieds de largeur et 3 pieds de profondeur.

Le déchargement des bacs se fait aussitôt que l'un d'eux est rempli, que le dépôt s'est effectué et que l'on a enlevé l'eau en excès soit à l'aide de seaux, soit à l'aide d'une pompe.

Le déchargement de la matière, qui a alors la consistance d'une boue épaisse, s'effectue à l'aide d'un petit seau en fer d'environ 1 pied de diamètre emmanché au bout d'un tuyau à gaz, en fer, de 8 pieds de longueur. On la déverse sur le plancher égoutteur d'où elle est rechargée dans des wagonnets qui la conduisent aux pans. C'est à cette manutention que sont employés le plus grand nombre d'ouvriers, ainsi que le montreront les détails économiques.

Le mode de chargement des pans, les détails sur la charge, sur le chauffage, sur l'admission du mercure et des réactifs chimiques, ont été suffisamment développés pour que nous n'ayons pas à y revenir (voir p. 29 et suiv.).

Il en est de même du travail des settlers, du mode de réception de l'amalgame, de la distillation de ce dernier (voir p. 45 et suiv.).

Considérations économiques. — Un moulin de 20 pilons, construit dans les conditions que nous venons de décrire, emploie le nombre d'ouvriers suivant par 24 heures :

- 2 ouvriers au concasseur,
- 2 amalgamateurs,
- 2 aides amalgamateurs,
- 2 mécaniciens et en quelques cas 2 chauffeurs,
- 1 manœuvre,
- 1 contremaître-essayeur.

Les salaires de ces différentes catégories varient dans les différents districts miniers des États-Unis de 3 \$ pour les manœuvres à 4 \$ pour les amalgamateurs et à 5 et 7 \$ pour les mécaniciens et contremaîtres, et, comme un moulin de cette espèce peut traiter environ 40 tonnes, on peut compter que la main-d'œuvre est d'environ 4 \$ ou 5 francs environ par tonne. Le prix du combustible est essentiellement variable suivant la position du moulin. En pays boisé, on peut compter le prix de la corde de bois (3 st. 6) de 4 à 8 \$ la corde rendue au moulin, qui en consommera de 4 à 5 cordes par jour; c'est donc entre les limites de 0 \$ 40 à 1 \$ par tonne qu'il faut compter la dépense en combustible en pays boisé.

Lorsque l'on emploie la houille, la dépense est rarement inférieure aux chiffres précédents, car de longs transports viennent presque toujours grever le prix d'achat.

La dépense de fournitures est aussi extrêmement variable à cause des frais de transport des diverses matières; fonte pour remplacement des organes broyeurs, mercure pour amalgamation, sel marin et sulfate de cuivre ou autres réactifs.

Nous indiquerons approximativement les quantités de ces diverses matières employées et usées par tonne de minerai traité :

Fonte	20 livres	par tonne de minerai de 2 200 livres.		
Mercure	1 liv. 1/2 à 2 liv.	—	—	—
Sulfate de cuivre	1 liv. 2/10 à 3 liv.	—	—	—
Sel marin	5 livres à 10 liv.	—	—	—

En prenant les prix de revient de ces différentes matières dans un centre important comme les environs de Virginia-City (Nevada), par exemple, où la fonte des appareils coûte en moyenne environ 0 \$ 06 la livre, le mercure 1 \$ la livre, le sulfate de cuivre 0 \$ 12 la livre, le sel 8 \$ la tonne, on voit que le compte « matières » peut être évalué de 2 \$ 86 à 3 \$ 60 par tonne de minerai traité.

Nous résumerons dans le tableau suivant les frais spéciaux d'un moulin à amalgamation directe placé dans des conditions analogues à celles que l'on rencontre aux États-Unis.

FRAIS SPÉCIAUX PAR TONNE POUR UN MOULIN DE 20 PILONS BROYANT A L'EAU 40 TONNES DE MINÉRAI AURO-ARGENTIFÈRE PAR JOUR.

DÉSIGNATION	QUANTITÉS EN MESURES AMÉRICAINES	QUANTITÉS EN MESURES FRANÇAISES	PRIX DE L'UNITÉ EN DOLLARS	PRIX TOTAUX	
				EN DOLLARS	EN FRANCS
Combustible.	0 ^{corde} 1 à 0.125	0 ^{corde} 360 à 0 ^{corde} 450	4 \$ à 8 \$	0 \$ 40 à 1 \$	2 ^{fr} 08 à 5 ^{fr} 20
Main-d'œuvre.	1/4 journ. moy.	1/4 journ. moy.	4 à 8	1,00 à 1,25	5,20 à 6,80
Ponte.	20 livres	9 kilogr.	0,05 à 0,07	1,00 à 1,40	5,20 à 7,28
Mercure.	1 1/2 liv. à 2 l.	0 ^{corde} 680 à 0 ^{corde} 900	0,50 à 1,00	0,75 à 2,00	3,90 à 10,40
Sulfate de cuivre	1 2/10 liv. à 3 l.	6 ^{corde} 545 à 1 ^{corde} 360	0,12 à 0,15	0,15 à 0,45	0,78 à 2,34
Sel marin.	5 liv. à 10 liv.	2 ^{corde} 270 à 4 ^{corde} 540	0,004 à 0,005	0,02 à 0,05	0,10 à 0,25
Graisses, huiles et four- nitures diverses.	0,25	1,50
Charbon de bois pr essai et fusion de lingots, et produits chimiques du laboratoire.	0,25	1,50
TOTAL des frais spéciaux par tonne.				5 \$ 82 à 7 \$ 25	20 ^{fr} à 38 ^{fr} en chiffres ronds.

D. NOUVEAU SYSTÈME CONTINU D'AMALGAMATION AUX PANS PAR LA MÉTHODE DE BOSS (Continuous System ou Boss's Process).

Le système d'amalgamation aux pans pour les minerais *free-milling*, que nous venons de décrire et qui, à quelques modifications près, a été suivi jusqu'à ces dernières années dans la plupart des usines américaines, présente un côté irrationnel et des inconvénients sérieux.

Broyer à l'eau un minerai sous les pilons des batteries et produire, par conséquent, un courant continu de pulpe, tandis que l'on n'opère dans les pans que sur des charges limitées d'une matière à peu près séchée et délayée de nouveau, tel est le côté caractéristique et peu rationnel de cette méthode. Il est nécessaire, ainsi que nous l'avons vu, de laisser la pulpe se déposer dans des bacs au sortir des batteries, de reprendre la matière après dépôt, ce qui entraîne non seulement des frais de premier établissement supplémentaires assez notables pour la construction des bacs, des planchers égoutteurs et des bâtiments qui les recouvrent, mais exige surtout des manipulations coûteuses dans un pays où la main-d'œuvre est très chère, ainsi qu'aux États-Unis.

Ces inconvénients ne sont pas les seuls que présente l'ancienne méthode. Nous avons souvent insisté, au cours de nos descriptions, sur la formation de

slimes et sur les pertes en métaux précieux qui découlent de l'entraînement des particules flottantes des espèces minérales réduites en cet état par le broyage ou des particules des métaux précieux eux-mêmes, et de la difficulté de faire déposer ces *slimes*.

Les *slimes de batteries*, ainsi nomme-t-on les résidus boueux qui s'écoulent des bacs de dépôt, étaient, à l'origine, écoulés comme stériles (*wast*). Si des dispositifs spéciaux ont été adjoints, depuis quelques années, pour recueillir, en partie, la richesse que contiennent ces *slimes* en permettant le dépôt de leurs parties solides, il faut toujours, en définitive, traiter à nouveau ces dépôts.

Dès lors on comprend qu'un procédé qui soumet ces *slimes* eux-mêmes à l'amalgamation en même temps que la masse principale, présente, par ce fait même, un notable avantage.

Cette condition est réalisée par le système connu sous le nom de *Boss's process*, du nom de son inventeur qui fit breveter son procédé en l'année 1881. Mais là ne se bornent pas ses avantages, ainsi que nous le ferons ressortir par l'exposé de la méthode; il nous suffira d'appeler l'attention sur les deux points suivants : la moindre quantité d'eau nécessaire au traitement et la condition plus favorable pour que chaque parcelle de mercure puisse être mise en contact répété avec la parcelle de métal précieux qu'elle doit absorber.

Ces *collisions* répétées du mercure, si l'on peut s'exprimer ainsi, tout aussi bien que les *collisions* des particules de réactifs chimiques avec les particules de minerai dont elles doivent dégager le métal précieux, sont une des conditions que l'on cherche à réaliser dans le fonctionnement de tous les *pans*, car la théorie et la pratique sont d'accord pour en reconnaître la nécessité. Le *pan* spécial au *Boss's process* paraît convenablement approprié pour remplir ces conditions et, de plus, comme l'amalgame produit est souvent retiré et du mercure frais constamment ajouté, chaque particule de la pulpe est ainsi mise en contact avec des surfaces fraîches de mercure, de façon à réaliser le *desideratum* de l'amalgamation.

Sans nous arrêter plus longtemps aux spéculations théoriques que l'on pourrait faire valoir en faveur du *Boss's process*, nous nous contenterons de faire observer qu'il faut, en réalité, qu'il présente des avantages certains pour que l'on considère, aux États-Unis, la date de son introduction comme marquant une ère nouvelle dans la production des métaux précieux et que dans le Comstock et dans d'autres localités des États-Unis ou du Mexique¹, le système que nous allons décrire ait déjà pris la place des anciens procédés.

Description du *Boss's process*. — Dans ses grandes lignes, le *continuous system* consiste à broyer d'abord à l'eau le minerai dans des *batteries* de pilons, à faire écouler la pulpe dans une première série de pans (*grinding-pans*), où la trituration se complète simplement; puis à faire passer la pulpe, ainsi

1. Parmi les moulins qui emploient actuellement le *Boss's process*, nous pouvons citer aux États-Unis : les établissements de *Gloster* (Montana), *Jay-Gould* (Montana), *California* (Nevada), *Oro-Grande*, *Oriental*, *Garfield*, *Pay-Master* (Californie); et au Mexique : *Minas-Prietas* (Sonora), *Santa-Helena*, *Burns-mill* et *el Refugio* (Chihuahua), *la Noria* (Sombrecete), *United Mexican* (Guanajuato).

finement broyée dans une série de pans, où l'on introduit les réactifs chimiques et le mercure, chaque pan déversant dans le pan suivant, par sa partie supérieure, le courant qui a subi dans son intérieur une première élaboration. Enfin, lorsque la pulpe a ainsi suivi un nombre de pans en relation avec le caractère du minerai qu'il s'agit de traiter, elle se déverse et traverse de même une série de settlers pour s'écouler, enfin, sur des appareils de concentration qui recueillent la partie utile des tailings et l'amalgame échappé au dépôt des settlers.

Batterie. — La construction et la disposition de la batterie pour broyer à l'eau ayant été précédemment décrites, nous n'y reviendrons pas, nous bornant à faire observer que l'on peut employer dans ce système des tamis d'un numéro moins élevé, puisque le broyage se continue dans les pans spéciaux, et augmenter ainsi considérablement le débit d'un nombre donné de pilons.

Nous citerons, à cet égard, quelques chiffres que nous empruntons à Th. Egles-ton au sujet d'expériences de broyage sous des bocards suivies à *South Aurora mill Nevada*, dans lesquelles un minerai argentifère ayant pour gangue du quartz et du spath calcaire à peu près par moitié fournissait les grosseurs suivantes :

Restant sur un tamis n° 40.	0,05
— — n° 60.	1,97
— — n° 100.	16,50
Passant à travers un tamis n° 100.	81,50
	100 »

On comprend dès lors que dans ce cas particulier, par exemple, il suffirait de réduire à une plus grande finesse sous les pans à peu près le cinquième de la matière pour qu'elle passât tout entière au tamis n° 100. D'après le mode de travail du pan, l'écoulement de la pulpe fine et légère se fait de lui-même, tandis que le travail supplémentaire dans la batterie exigerait un temps égal à celui qui est primitivement employé pour projeter la pulpe au dehors des tamis.

Grinding-pan. — D'après le même principe, on fait passer la pulpe qui s'écoule d'un groupe de 2 batteries de 5 flèches chacune, ou le produit de 10 flèches de bocards dans 2 pans broyeurs consécutifs ces pans sont de dimensions moindres que les pans d'amalgamation, mais ils sont construits d'une façon analogue.

Standart-pan. — Les pans employés dans *Boss's process* offrent quelques particularités à signaler.

En premier lieu, si on compare le croquis que nous avons donné (voir (p. 58, fig. 15) à ceux qui indiquent les systèmes anciens précédemment décrits, on voit que l'on s'est attaché à augmenter les surfaces de chauffage pour permettre l'échauffement de la pulpe, nécessaire aux réactions, dans le court intervalle de sa circulation. Dans ce but, ce n'est plus seulement le faux-fond qui est garni d'une boîte dans laquelle circule de la vapeur, mais le cône de *muller* lui-même.

A la partie supérieure de la cuve en bois sont ménagées deux ouvertures circulaires dans lesquelles sont ajustés deux bouts de tuyaux à l'aide desquels le passage de la pulpe d'un pan à un autre dans la rangée de ces appareils et, pour le dernier pan de la série, le passage de la pulpe à la rangée de settlers installés au même niveau à la suite des pans.

Dans cette disposition on peut consacrer les premiers pans à l'attaque par les réactifs, et n'introduire le mercure que dans les pans suivants, quoique dans quelques usines la charge de mercure et de réactifs soit simultanée.

Conduite du travail. — Le mercure est comme d'habitude admis dans les pans au moyen de tuyaux partant du bassin de distribution supérieur.

Le mercure et l'amalgame en suspension sont conduits à l'aide de siphons des pans et des settlers au filtre qui laisse retourner le mercure au bassin inférieur, d'où il est remonté et effectuée son roulement ainsi que nous l'avons expliqué.

Quant aux produits chimiques, ils sont fournis aux pans à l'aide de chargeurs automatiques spéciaux dont le débit est calculé d'après le poids respectif de la matière traitée et de l'eau usée dans la batterie.

Ces chargeurs automatiques consistent en une roue horizontale placée au-dessus du pan portant, en général, 12 cuillers dans lesquelles sont placés les mélanges de réactifs appropriés à la nature du minerai. La roue tourne d'un mouvement très lent, en effectuant sa rotation en une heure seulement. Un mécanisme particulier fait basculer toutes les cinq minutes l'une des cuillers qui déverse ainsi régulièrement dans le pan, par une ouverture ménagée dans le couvercle, la charge de réactifs.

Le sel marin et la chaux pour des minerais facilement réductibles, le sel marin et le sulfate de cuivre pour des minerais plus difficiles, sont les réactifs usuels. Il est impossible de fixer des chiffres généraux pour l'emploi de ces réactifs, tant sont variables les qualités de minerai qui peuvent être traitées par ce procédé. Des tâtonnements préalables fixent les chefs amalgamateurs expérimentés dans chaque cas particulier, et l'expérience leur indique aussi à quel moment ils doivent avoir recours aux réactifs accessoires, cendres de bois, carbonate de soude, cyanure de potassium, acide sulfurique ajoutés dans le but de neutraliser les matières grasses ou d'entretenir le *brillant* du mercure. Des prises d'essai sont fréquemment faites à l'aide d'un tuyau plongeur que l'on introduit dans le pan, pour étudier la marche de l'amalgamation, après le lavage au pan à main de la pulpe ainsi soutirée.

Pour fixer les idées sur la consommation des réactifs, nous dirons seulement que la quantité de sel marin employée est, en général, de 8 à 10 livres par tonne de minerai, soit moins de 1/2 % et que, dans le cas de sulfate de cuivre ajouté, la proportion de ce sel est beaucoup moindre.

La pulpe coulant de la batterie et passant successivement à travers les pans de broyage, les pans d'amalgamation et les settlers est ou considérée comme pratiquement épuisée, et dans ce cas écoulée comme stérile, ou envoyée quelquefois à un grand bassin de dépôt après passage sur un cours de sluices, ou mieux enfin elle passe sur des appareils de concentration.

Les *frue-vanners* que nous avons décrits à l'occasion de la concentration des *sulphurets* des quartz aurifères (voir III^e partie, 1^{re} section, p. 127) sont les appareils tout indiqués pour la concentration d'une *pulpe fine*.

Lorsqu'il s'agit de nettoyer un pan ou un *settler*, on met en connexion l'appareil qui le précède avec celui qui le suit à l'aide d'un bout de tuyau de raccord en caoutchouc; quelquefois, pour vider l'appareil ainsi mis en repos, on fait usage d'un siphon et d'un jet de vapeur qui, par sa pression à la surface de la pulpe, la fait passer dans un appareil en activité.

Disposition d'ensemble d'un moulin à système continu. — Boss's process. — Deux cas peuvent se présenter lorsqu'il s'agit d'installer le système continu : celui de la transformation d'un moulin aménagé pour marcher suivant l'ancien système, et celui de la construction d'une usine nouvelle.

Dans le premier cas, les *settlers* sont à un niveau inférieur; dans le second, tous les appareils d'amalgamation sont, en général, installés au même niveau. De cette façon on économise la place et les dépenses de premier établissement, puisque les terrasses sont supprimées; en outre, on réalise une réelle économie dans les dépenses de force motrice, par suite de la simplification des transmissions.

Le *California mill*, à *Virginia (Nevada)* offre un exemple de la transformation d'un grand moulin de l'ancien système en système continu.

Nous choisirons ce type pour une description détaillée, à cause de certaines particularités, que nous n'avons pas encore eu l'occasion de signaler et en première ligne l'utilisation de la force hydraulique à l'aide du moteur que nous avons décrit (voir p. 102) la *roue Pelton*.

Ce moulin est conduit par une roue Pelton de 10 pieds 10 pouces de diamètre, avec un ajutage de 1 pouce et demi de diamètre, une chute de 605 pieds et une pression de 263 livres par pouce carré.

Cette roue actionne 80 flèches de bocards avec batteries adossées. Les pilons sont d'un poids total de 1000 livres, battent 95 coups par minute avec des chutes de 7 pouces et demi à 9 pouces. Les grilles sont des n^{os} 2 et 3, à ouvertures diagonales; chaque flèche broie 4 tonnes en 24 heures.

De la batterie la pulpe court dans 12 grinding-pans de 4 pieds de diamètre faisant 75 révolutions par minute; elle est conduite aux pans par un tuyau de 4 pouces de diamètre.

Le nombre des pans est de 40, disposés par 20 de chaque côté du moulin et travaillés par série de 10. Dans chaque série les 4 premiers travaillent avec les mullers constamment abaissés et les 6 derniers, au contraire, avec les mullers constamment relevés. On ajoute seulement 2 à 4 livres de mercure, toutes les 2 heures, dans les 4 premiers, et 200 livres de mercure dans le même intervalle dans les 6 autres.

Les produits chimiques, sel marin et sulfate de cuivre, sont ajoutés dans le second pan de la série par le chargeur automatique précédemment décrit.

Chaque série de 10 pans a 5 *settlers* correspondant. Au sortir des *settlers* la pulpe va aux *tail-slucies*, ce moulin n'employant pas les procédés de concentration mécanique de plus en plus en faveur.

La série de sluices destinés à recueillir la partie utile des tailings s'étend dans la vallée. Ces sluices ont 22 pouces de largeur; ils sont disposés en 6 rangées chacune de 1400 pieds de longueur. Chaque série comporte 4 étages successifs de pente uniforme séparés par une chute et une boîte de tête où s'accumulent les *sulphurets*. Des toiles d'emballage recouvrent le fond des sluices; ces toiles sont constamment relevées et nettoyées et l'on recueille ainsi environ 40 tonnes par 24 heures lorsque le moulin travaille 250 tonnes par jour.

Les résidus recueillis passent de nouveau à l'amalgamation, qui est effectuée à l'aide de 4 pans faisant 75 révolutions par minute. On ajoute 250 livres de mercure par charge de 2700 livres. On broie pendant 2 heures avec le muller abaissé, après quoi le mercure est ajouté, le muller élevé, et le travail continue pendant 3 heures.

Le rendement total paraît s'élever dans cette usine, depuis l'emploi du système de Boss, à 87 1/2 ou 90 % de la valeur de l'essai, proportion considérable, ainsi qu'on pourra en juger dans les considérations économiques générales que nous présenterons sur l'ensemble des traitements des minerais auro-argentifères.

Comme exemples de moulins construits spécialement pour l'emploi du *Boss's process*, nous citerons le *Jay-Gould mill* à *Gould (Montana)*, d'une consistance de 10 flèches (voir Pl. X, fig. 35), et le moulin de la *Colorado* à *Minas-Prietas (Sonora, Mexique)* d'une consistance de 30 flèches (voir pl. XIII, fig. 58).

Le *Jay-Gould mill* travaille sur un quartz à grains serrés, mélangé d'argile, il contient quelque pyrite et un peu de manganèse. La proportion de l'or à l'argent contenu dans le minerai est d'environ de 1 à 6.

Chaque flèche broie 3 tonnes environ avec des grilles de 40 trous au pouce carré. Le pilon pèse 800 livres, bat 90 coups par minute avec une chute de 5 à 6 pouces. Le contenu de chacune des batteries se décharge dans un tuyau en fer de 2 pouces 1/2 qui se rejoignent au milieu dans un tuyau unique qui déverse la pulpe dans un *grinding-pan* de 3 pieds 6 pouces de diamètre.

Les 6 pans du modèle *Boss-standart* que nous avons décrit sont rangés sur la même ligne que les 5 *settlers* qui leur font suite. Le courant de pulpe du dernier *settler* va dans des *frue-vanners* au nombre de 7.

La main-d'œuvre dans ce type de moulin est extrêmement réduite. Il suffit en effet d'un ouvrier au concasseur, d'un ouvrier par poste à la batterie, un aux pans et un aux *frue-vanners*.

Nous donnons ci-après le plan et la coupe d'un moulin du même type d'une consistance de 30 flèches, tel que celui de la *Colorado (Minas-Prietas, Sonora)* traitant également des minerais auro-argentifères d'un caractère plus complexe et plus rebelle que ceux du moulin de *Jay-Gould* précédemment décrit. Les produits chimiques qui y sont employés consistent en sel marin et en sulfate de cuivre au lieu de chaux et de sel marin uniquement employés au *Jay-Gould*.

Les sulfures recueillis sur les *frue-vanners* de la *Colorado* sont très riches et sont envoyés, ainsi que les minerais de première classe provenant de la mine, aux fonderies des États-Unis.

Ainsi que le montre la planche XIII, fig. 58, donnant le plan d'un

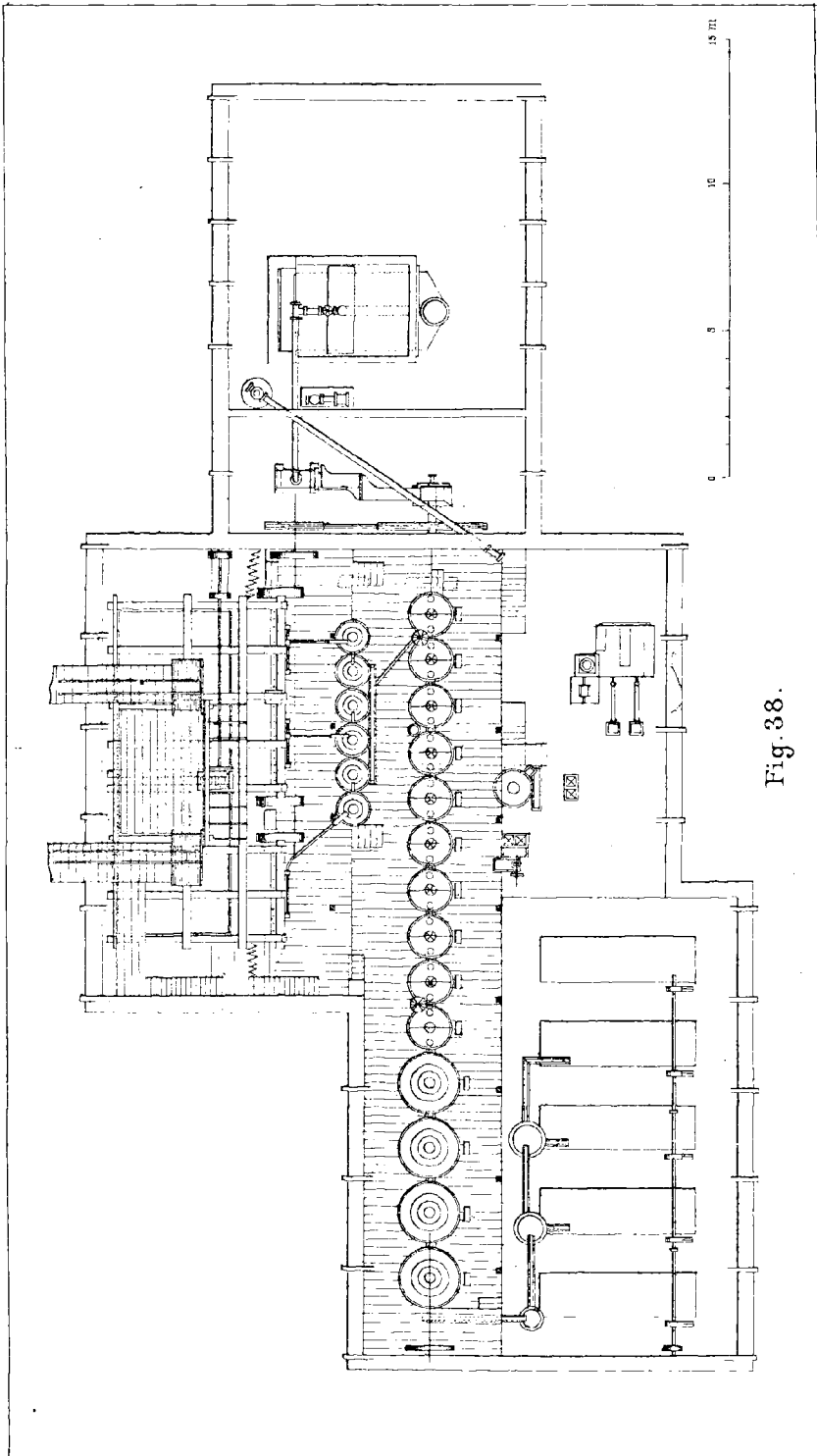


Fig. 38.

Auto-imp. L. Courcier, 43, rue de Dunkerque, Paris

moulin de 50 flèches établi pour le *Boss's process*, la machine motrice, sur le côté du bâtiment principal, actionne par des renvois de poulies la ligne de l'arbre principal de la batterie et la ligne d'arbres qui court au-dessous de la rangée des pans et des settlers.

Chacun de ces appareils est conduit à l'aide d'un dispositif spécial (*friction clutch*) qui permet d'arrêter séparément, pour cause d'accident ou de nettoyage, un quelconque des appareils sans avoir à arrêter la ligne entière. Comme dans les moulins ordinaires, le minerai amené à la partie supérieure passe d'abord à travers le *grizzly* et le concasseur. Il est chargé automatiquement dans les batteries accouplées.

La pulpe de deux batteries jumelles se rend, ainsi que l'indique la figure, dans deux *grinding pans* successifs, de sorte qu'il y a six de ces appareils au sortir desquels l'ensemble de la pulpe va au premier pan de la série.

Dans l'exemple choisi, 10 pans et les 4 settlers qui leur font suite suffisent à l'amalgamation de la pulpe produite et à la récupération de l'amalgame. Les *frue-vanners* reçoivent leur mouvement de l'arbre principal des pans.

Un *clean-up pan*, des filtres à amalgame, des pompes à mercure, des *retortes* de distillation complètent l'outillage et leurs positions respectives sont indiqués sur les croquis.

Échantillonnage des tailings. — Dans le *Boss's process*, mieux que dans les procédés anciens, on peut se rendre un compte exact de la perte en métaux précieux entraînés dans les rejets ou *tailings*.

La constatation de cette perte, autrefois très négligée, aurait dû porter sur des produits de diverse nature : *slimes de batterie*, *slimes* des settlers, et *tailings* proprement dits des agitateurs ou des sluices.

La proportion relative de ces matières est difficile à apprécier correctement et difficile aussi le dosage des matières en boues liquides. Dans le procédé continu on peut avoir un échantillonnage exact du minerai à la sortie des alimentateurs mécaniques et suivre la matière depuis son entrée dans la batterie jusqu'à sa sortie des concentrateurs sous forme de pulpe appauvrie.

Le mesurage du courant de cette pulpe, son dépôt par un repos prolongé dans un bac spécial ou, au besoin, son filtrage et l'essai du résidu sec ainsi récolté peuvent facilement permettre d'établir une *balance* complète des métaux précieux. Cette balance peut seule faire ressortir la proportion de métaux précieux recueillie sous forme de *bullion*, celle qui est contenue dans les *concentrés* que l'on doit traiter à nouveau ou qui ont une valeur marchande, et celle enfin qui est définitivement perdue dans les *tailings* à la sortie des concentrateurs.

C. DISPOSITIONS D'ENSEMBLE ET MODE DE TRAVAIL D'UN MOULIN TRAITANT LES MINÉRAIS AURO-ARGENTIFÈRES REBELLES.

Description du moulin. — Nous choisirons comme exemple d'une usine traitant les minerais auro-argentifères rebelles le moulin de *Lexington* à

Butte-City (Montana). Cette usine peut être citée comme l'une de celles qui mettent en œuvre les appareils les plus perfectionnés des États-Unis. L'administration française qui la dirige n'a pas hésité à confier à des ingénieurs et à des constructeurs américains l'étude et la construction des bâtiments, des fours et des appareils d'amalgamation, sachant combien, en ces matières délicates, il est bon de s'assurer le concours de praticiens comme on en trouve aux États-Unis, et combien il est dangereux de vouloir innover ou apporter, dans un pays qui offre des conditions métallurgiques spéciales, les errements européens¹.

La photogravure ci-jointe (voir Pl. XIV, fig. 59) peut donner une idée de l'importance des installations d'ensemble que nous allons, d'ailleurs, décrire en détail.

L'usine comprend un premier atelier de concassage (voir Pl. XV, fig. 40) dans lequel est amené le minerai au sortir du puits d'extraction.

Cet atelier comporte des grilles inclinées, B, à barreaux écartés de 4 pouce 1/2 (0^m,058) sur lesquelles les wagonnets déversent leur contenu. Le minerai fin passant à travers la grille va directement aux *ore-bins*. Du magasin à minerai, C, les gros morceaux passent entre deux concasseurs Blacke, D. Ces concasseurs ne travaillant que pendant le jour, la machine qui les actionne sert, pendant la nuit, à faire mouvoir la machine électro-dynamique pour l'éclairage de l'usine. Le sel, arrivant de l'*Utah*, est emmagasiné dans les réservoirs, C'.

De ces magasins, le sel et le minerai sont chargés dans des wagonnets par les couloirs munis de trappes avec roues à main qui règlent ou interceptent la descente du minerai de l'*ore-bin*. Les wagonnets sont conduits par une petite voie ferrée au moulin proprement dit.

Cette usine, ainsi que le montre la planche XV, est disposée symétriquement.

Elle renferme deux fours à tablettes F (voir le détail de ces fours, p. 77) pour le séchage du minerai et un four simple F' pour le séchage du sel.

Le broyage à sec du minerai est exécuté par 8 batteries de 5 pilons¹, G, et le broyage du sel par 2 batteries de 5 pilons plus légers G'.

L'alimentation automatique des batteries est faite par des appareils *Tulloch*, H.

Chaque pilon a un poids de 850 livres décomposé suivant les indications déjà données à propos des moulins à or (III^e Partie 1^{re} Section, p. 111).

L'arbre à cames fait 46 tours par minute. La hauteur de chute est de 7 pouces (0^m,175). La décharge du mortier est double et s'effectue à travers des grilles n^o 50.

Une caisse ferme le devant des grilles et des vis sans fin, J, entraînent la pulpe dans un élévateur à godets, K, qui la déverse dans l'*ore-bin*, L. A la partie supérieure de cet *ore-bin* est installé un tamis rotatif garni d'une toile n^o 40 et les *refus* de ce tamis formant environ 10 % de la masse retournent à la batterie.

¹ La machinerie de cette importante usine a été construite en entier par la maison *Fraser et Chalmers, de Chicago*, que nous avons eu déjà l'occasion de citer, et sur les plans de *MM. Salkeldt et Eckark*, avec les conseils de *M. Stetefeld*, l'inventeur du four de grillage que nous avons décrit.

¹ Depuis la confection de la planche représentant le moulin de Lexington à son origine, il a été ajouté deux batteries de 5 pilons, l'usine actuelle comportant ainsi 50 pilons.

Stamp-mill. ÉTABLISSEMENTS DE LEXINGTON (MONTANA) Hoisting-Works
Pl. XIV

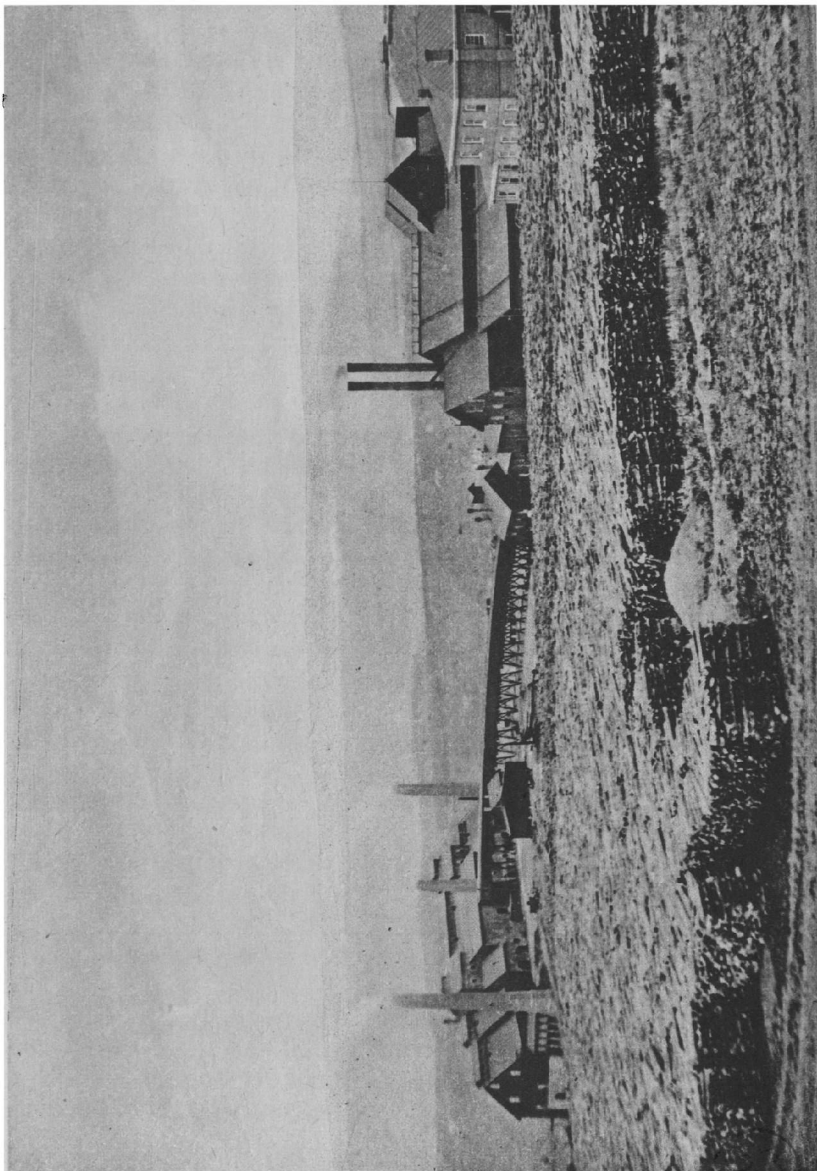


Fig. 39.

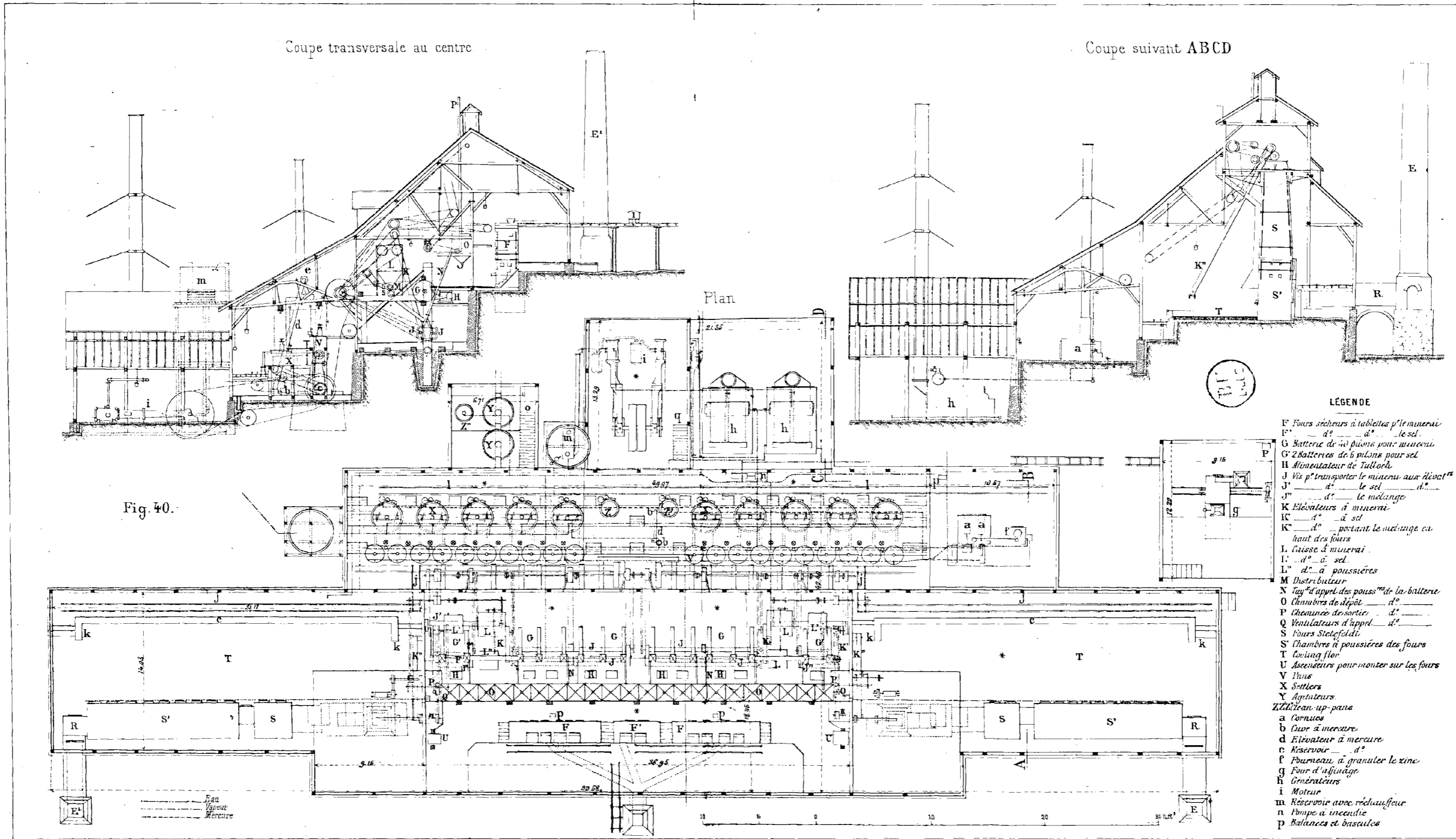


Fig. 40.

LÉGENDE

- F Fours stérilisers à tablettes p'le minerai
- F' d° d° le sel
- G Batterie de 40 pilons pour minerai
- G' 2 batteries de 6 pilons pour sel
- H Alimentateur de Tulloch
- J Vis p' transporter le minerai aux dévot^{ns}
- J' d° le sel d°
- J'' d° le mélange
- K Elevateurs à minerai
- K' d° à sel
- K'' d° portant le mélange en haut des fours
- L Caisse à minerai
- L' d° à sel
- L'' d° à poussières
- M Distributeur
- N Ray^{ns} d'appel des pouss^{rs} de la batterie
- O Chambres de dépôt d°
- P Cheminée de sortie d°
- Q Ventilateurs d'appel d°
- S Fours Stetefeldt
- S' Chambres à poussières des fours
- T Cooling floor
- U Ascenseurs pour monter sur les fours
- V Pans
- X Settlers
- Y Agitateurs
- Z Zélican-up pans
- a Cornues
- b Cuve à mercure
- d Elevateur à mercure
- c Réservoir d°
- f Fourneau à granuler le zinc
- g Four d'affinage
- h Générateurs
- i Moteur
- m Réservoir avec réchauffeur
- n Pompe à incendie
- p Balances et bascules

Le sel broyé est de même élevé par les élévateurs K' dans les caisses à sel, L', contiguës aux ore-bins.

Sous les caisses L, L' sont des alimentateurs à vis, M, dont on règle la vitesse respective de façon que le sel et le minerai déversés par chacun d'eux arrivent en proportion convenable dans la même vis sans fin, J', qui les déverse dans l'élévateur à godets, K'', destiné à élever le mélange à l'orifice de chargement des fours Stetefeld dans lesquels s'opère le grillage chlorurant.

Ainsi que nous l'avons fait observer (p. 27), il est indispensable de se mettre, dans le moulin, à l'abri des fines poussières produites par les batteries; à cet effet, les caisses qui entourent les mortiers sont mises en relation par des tuyaux, N, avec de grandes chambres à poussière, O, par l'intermédiaire de deux ventilateurs, Q, qui produisent un appel dans ces chambres. Les poussières se déposent, en partie, dans ces chambres qui ont 110 pieds (53 mètres) de longueur, 5 pieds (1^m,50) de largeur et 6 pieds de hauteur (1^m,80). Il s'en échappe cependant par la cheminée P. Des trémies inférieures servent à vider les chambres, une fois par semaine, des poussières qui s'y sont accumulées et qui sont mélangées au minerai broyé pour le traitement ultérieur. Dans ce but, on les jette dans la caisse à poussière L'' au bas de laquelle un alimentateur à vis les fait tomber petit à petit dans la pulpe qui se rend à l'élévateur K''.

Les deux fours Stetefeld, SS, pour le grillage chlorurant (voir pour le détail de ces fours p. 69) sont placés à droite et à gauche et en arrière de la ligne des bocards. Ils sont chacun accompagnés de leurs chambres à poussière S'S' et des planchers refroidisseurs (*cooling-floors*) T, T, sur lesquels le minerai est étendu et légèrement arrosé à sa sortie des trémies inférieures des fours Stetefeld.

Des planchers refroidisseurs le minerai est conduit aux *Pans*.

Les *Pans*, V, sont au nombre de 20 en deux séries alignées, auxquelles correspondent, à un niveau inférieur, deux rangées de 5 *settlers*, X.

Les *Pans* ont une cuve de 5 pieds 3 pouces 1/2 (1^m,615) de diamètre et de 3 pieds (0^m,915) de hauteur; ils font 60 tours par minute. Les *settlers* font 14 tours seulement et ont une cuve de 8 pieds (2^m,440) de diamètre et 46 pouces (1^m,170) de hauteur.

Deux *agitateurs*, YY, font suite aux *settlers* et l'on y recueille une certaine proportion de *sulphurets* et d'amalgame contenus dans les *tailings*.

Les *Clean-up-pans*, Z,Z',Z'', servent au nettoyage de l'amalgame et des produits du nettoyage des pans et *settlers* ainsi que nous l'avons expliqué (p. 50).

La distribution du mercure se fait à partir d'un réservoir supérieur, e, placé dans la charpente communiquant par des tuyaux avec les réservoirs partiels des pans (p. 50).

Le mercure et l'amalgame sortant des *settlers* sont filtrés ainsi qu'il est dit précédemment (p. 49) dans des caisses de sûreté (*safe*). Le mercure se rend dans la cuve, b, d'où un élévateur à godets, d, le remonte dans la cuve supérieure.

L'amalgame est distillé dans les retortes a,a, et le mercure condensé se rend dans la même cuve, b, que le mercure des filtres pour être remonté de même.

Enfin un four de fusion du *retort-metal*, *g* (voir p. 52), est placé dans un bâtiment séparé et l'on y coule les lingots.

La force motrice est fournie par 4 chaudières tubulaires en acier, *h, h*, accouplées deux par deux dans le même massif; deux de ces chaudières seulement sont à la fois en service. Les foyers sont alimentés au bois. Le moteur, *i*, est une machine Compound du système Corliss; sa force est de 250 chevaux. Deux poulies-volants, montées sur son arbre, actionnent chacune une moitié de l'usine.

La superficie embrassée par les constructions de l'usine n'est pas inférieure à 45 000 pieds carrés environ (4 185 mètres carrés). La longueur totale de la construction étant de 526 pieds (100 mètres environ) et sa largeur de 159 pieds (42 mètres environ). La surface couverte est de 29 000 pieds carrés (soit 2 700 mètres carrés).

La différence de niveau du plancher de chargement des fours sécheurs au sol des générateurs est de 61 pieds (18^m,60).

Mode de travail. — Lorsque tout le moulin actuel comprenant 50 pilons est en opération, on y traite 76 tonnes de minerai en 24 heures, ce qui fait un travail de 4^r,50 environ par flèche et par 24 heures.

Ayant décrit successivement le mode de travail pour chacune des parties du moulin, comprenant le concassage, le bocardage, le grillage et l'amalgamation dans les pans et settlers, nous n'entrerons pas de nouveau dans le détail de ces opérations, nous bornant ici à citer quelques données relatives à l'exercice 1889¹ :

En premier lieu, la composition moyenne du minerai sur laquelle on opère, en rappelant qu'au minerai à gangue quartzreuse provenant de la mine et formé principalement d'un mélange de sulfures métalliques, blende, galène, pyrites de fer et de cuivre, carbonate de manganèse, etc., viennent s'ajouter certains lots de minerais oxydés de surface achetés dans le *camp minier* environnant.

La masse traitée en 1889 contenait les éléments suivants :

Soufre	de 4 à 10 %
Fer.	de 4 à 9
Plomb.	de 2 à 7
Zinc	de 3 à 9
Cuivre	de 1 à 3
Manganèse.	de 2 à 8
Quartz	de 60 à 67
Argile, granite (roche encaissante).	de 10 h 12

La teneur en métaux précieux a été, en moyenne, en 1889, de 24 onces 6 d'argent à la tonne de 2 000 livres (767 grammes à la tonne métrique) et de 0^{oz},42 d'or à la tonne (15 grammes à la tonne).

La consommation de sel pendant l'année a été de 11.9 % du poids du mi-

1. Les chiffres ci-dessous ainsi que les données économiques nous ont été obligeamment fournis par M. G. de la Bouglise, ingénieur et administrateur de la Cie de Lexington.

nerai, soit 238 livres par tonne traitée ; cette moyenne a été comprise entre les extrêmes de 11.2 % et 15.4 %. Nous devons faire observer que la proportion considérable de sel employé est nécessitée par l'abondance des sulfures.

Cette proportion est souvent beaucoup moins considérable et nous citerons à l'appui de cette assertion la proportion de 8 % de sel marin seulement, que nous avons vu employer avec succès dans le moulin d'*Oso-negro* (Sonora, Mexique) traitant un minerai analogue, comme composition, au minerai de Lexington, mais avec une quantité moindre de sulfures, tout en ayant une teneur en argent un peu plus élevée.

La chloruration moyenne constatée à la sortie des fours Stetefeld a été de 94 % pour l'argent, moyenne comprise entre les deux extrêmes de 91.8 à 94.9 %.

La quantité de sels solubles dans le minerai grillé et chloruré a été en moyenne de 21.6 %, moyenne comprise entre les deux extrêmes de 20.2 à 24.1 %.

En 24 heures, on fait en moyenne 50 charges de pans, chacune d'elles dure 8 heures. La charge de chaque pan est de 2500 à 3000 livres (1 154 à 1 360 kilogram.) de minerai ; on y ajoute 25 onces (709 grammes), par charge, de zinc granulé servant de *métal réactif* et 200 à 300 livres (91 à 136 kilogram.) de mercure.

L'amalgamation moyenne de l'année a donné un rendement accusant sous forme de *bullion* 95.4 % de l'argent constaté aux essais dans le minerai passé, cette moyenne étant comprise entre les chiffres de 94.6 et 96.5 %.

Quant à l'or, l'amalgamation a donné 62.8 % comme moyenne comprise entre les deux extrêmes de 59 à 65.7 %. Ces résultats, aussi bien pour l'or que pour l'argent, sont rarement obtenus dans la marche d'un moulin traitant des minerais rebelles, et nous montrerons dans une discussion générale combien, pour l'or en particulier, les pertes doivent être considérées comme normales lorsqu'elles ne s'élèvent pas à plus de 50 %.

Les *tailings* du mois de septembre 1889 essayaient 9 dixièmes d'once d'argent et 15 centièmes d'once d'or, soit 25^{gr},50 d'argent et 5^{gr},68 d'or à la tonne pour une teneur correspondante du minerai de 23 onces 7 d'argent et 34 centièmes d'once d'or.

Considérations économiques. — En prenant pour type le moulin ci-dessus décrit, voici comment se décomposent les frais de traitement.

La main-d'œuvre correspondant à 24 heures de marche du moulin se décompose comme suit :

	par journée	total
2 surveillants	5\$	10\$
1 ouvrier au concasseur	3,75	3,75
3 rouleurs de minerai	5,50	10,50
3 chauffeurs au four de séchage	3	9
2 peseurs et alimentateurs de batterie.	3,50	7
3 mécaniciens de batteries	4	12
4 grilleurs aux fours Stetefeld.	3,75	15
12 ouvriers du carreau des fours.	3	36
4 rouleurs du minerai grillé	3,50	14
4 amalgamateurs.	4	16
1 ouvrier aux <i>retortes</i> d'amalgame.	3	3,50
3 manœuvres à tout faire.	3	9

	par journée	total
2 mécaniciens aux machines à vapeur	4,50	9
3 chauffeurs — — — — —	3	9
2 charpentiers	4	8
1 forgeron	5	5
1 aide-forgeron	3,50	3,50
2 ajusteurs	4,50	9
1 aide-ajousteur	3,50	3,50
1 essayeur au laboratoire	4,50	4,50
1 aide — — — — —	3,25	3,25
2 manœuvres pour le transport des bois à brûler	5	6
1 ouvrier graisseur	3,50	3,50
1 veilleur de nuit	3,50	3,50
Total 60 journées		211\$75

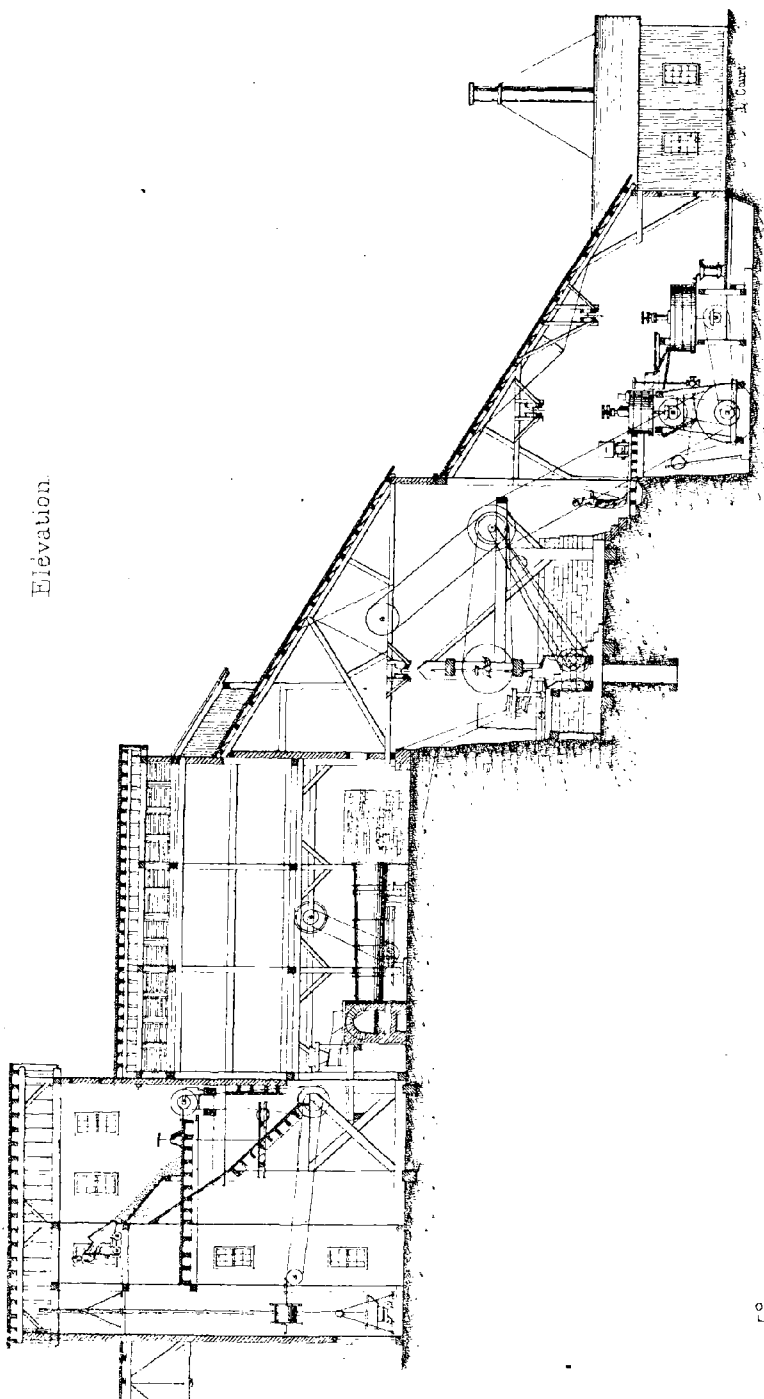
Le prix moyen de la journée de travail, dans cette localité, revient donc à 3 \$ 50. Les frais de traitement *par tonne de minéral* sont donnés par le tableau suivant :

**FRAIS SPÉCIAUX DE TRAITEMENT POUR UN GRAND MOULIN BROYANT A SEC 75 TONNES
DE MINÉRAI AURO-ARGENTIFÈRE PAR JOUR.**

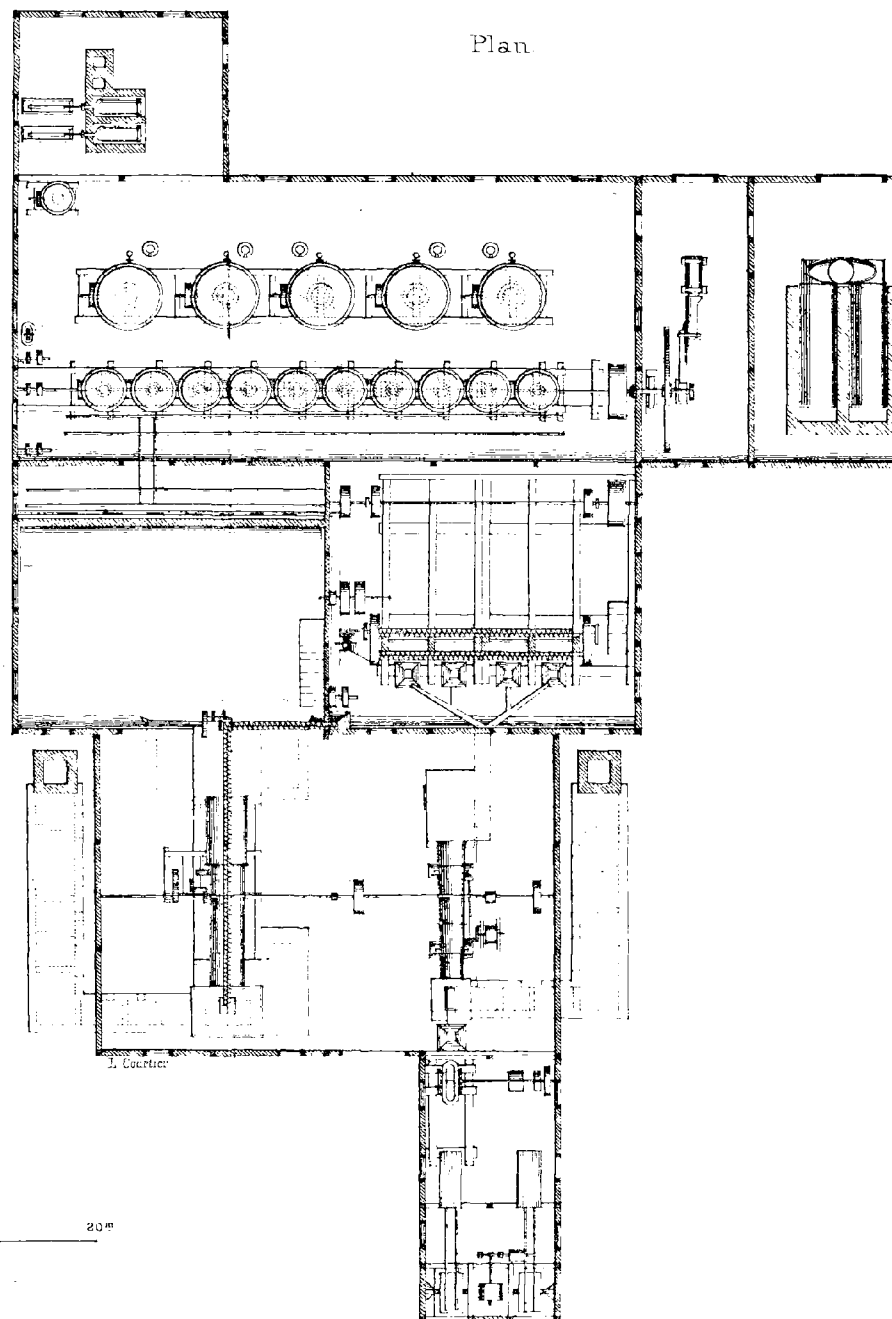
DÉSIGNATION	PRIX PARTIELS	PRIX TOTAUX	PRIX TOTAUX
	EN DOLLARS	EN DOLLARS	EN FRANCS.
1^o Transport :			
Main-d'œuvre par tonne	0\$16	0\$16	0 ^{fr} 85
2^o Concassage :			
Main-d'œuvre	0,05	0,12	0,62
Combustible	0,07		
3^o Séchage :			
Main-d'œuvre	0,13	0,50	1,56
Combustible	0,17		
4^o Bocardage :			
Main-d'œuvre	0,28	0,82	4,21
Combustible	0,35		
Usure des fontes, cribles, etc.	0,19		
5^o Grillage et chloruration :			
Main-d'œuvre	0,90	2,86	14,87
Combustible	0,35		
Sel	1,61		
6^o Amalgamation, distillation, fonte en lingots :			
Main-d'œuvre	0,65	1,48	7,70
Combustible	0,35		
Mercure	0,30		
Usure des fontes, réactifs, ingrédients, etc.	0,20		
7^o Laboratoire :			
Main-d'œuvre	0,11	0,19	0,99
Combustible, matériel, réactifs	0,08		
8^o Entretien et réparations :			
Main-d'œuvre	0 ^{fr} 20	0,69	3,59
Matériel et divers	0,49		
9^o Surveillance	0,15	0,15	0,68
Total par tonne traitée		6\$75	35^{fr}40

Fig. 41.

Elevation



Plan



0 5 10 20m

On voit par là que, dans le chiffre total de 6 \$ 75 par tonne traitée,

la main-d'œuvre entre pour	2 \$ 88	soit 42.7 %
le combustible » »	1 , 31	» 19.4
le mercure » »	0 , 50	» 4.5
le sel » »	1 , 61	» 25.8
les fontes » »	0 , 59	» 5.8
les matériaux divers non classifiés entrent pour	0 , 26	» 5.8

Les quantités et prix moyens des principaux articles consommés par tonne de minerai traitée ont été comme suit :

Bois	0 ^c .25 à 5 \$ 25	la corde, soit	1 \$ 22
Sel marin	11 , 40	la tonne	» 1 , 61
Mercure	1/2 livre à 0 , 60	la livre	» 0 , 50
Fonte et divers 9 livres 75 à 0 , 04		»	» 0 , 39
Prix du Coke	17	» la tonne	
» Charbon des chaudières	4 , 10	»	
» Charbon de forge	14 , 70		

Comme dernier renseignement pouvant servir à calculer le prix de revient nous dirons que le minerai revenait à la même époque à 10 \$ 68 par tonne abattue, ce prix se décomposant ainsi :

ABATAGES	{ main-d'œuvre 4 \$ 25 }	} 4 \$ 87
	{ matériel 0 , 64 }	
TRAVAUX DE RECHERCHES, main-d'œuvre et matériel		3 , 69
EXTRACTION ET ÉPUISEMENT, main-d'œuvre et matériel		3 , 12
Total		<u>10 \$ 68</u>

Variante de la disposition du moulin. — Le moulin que nous venons d'étudier se présente dans des conditions qui ne peuvent être que rarement réalisées, puisque même avec l'approvisionnement d'un gisement considérable appartenant à la compagnie, il ne doit sa marche régulière, après une dizaine d'années de fonctionnement, qu'à des achats de minerais de la région favorisée de *Butte-City*.

Nous croyons donc nécessaire, pour servir de guide aux Ingénieurs, de joindre à notre travail le croquis d'une usine plus modeste, de 20 pilons par exemple, dont la coupe ci-jointe (voir Pl. XVI, fig. 41) peut donner une idée. La marche de cette usine ne diffère de celle qui vient d'être décrite que par le mode de grillage du minerai, que nous avons supposé devoir être fait à l'aide d'un four rotatif.

CHAPITRE II

TRAITEMENT DES MINÉRAIS AURO-ARGENTIFÈRES PAR VOIE DE LIXIVIATION (LEACHING-PROCESS)

CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES

La *méthode de lixiviation* des minerais auro-argentifères, qui consiste à dissoudre les métaux précieux à l'aide de réactifs appropriés, se substitue, à l'heure actuelle, dans un certain nombre de centres miniers, aux méthodes d'*amalgamation* que nous venons de décrire. Primitivement inventée par l'ingénieur saxon von Patera et appliquée à l'usine de Joachimstal à des minerais très compliqués, riches en argent et contenant, en outre, du cobalt, du nickel, du bismuth, de l'arsenic et de l'antimoine, cette méthode a été successivement modifiée par Küstel, Hoffmann et Kiss et, grâce à ces modifications, elle peut être appliquée aussi bien aux minerais auro-argentifères qu'aux minerais simplement argentifères en vue desquels elle avait été primitivement inventée.

Lorsque les minerais contiennent beaucoup de soufre ou de métaux nuisibles (arsenic, antimoine, zinc) ou lorsque les bas métaux associés (cuivre, plomb) n'y existent pas en assez grande quantité pour permettre les *méthodes de fusion* que nous étudierons dans le chapitre suivant, la *lixiviation* peut donner une solution du problème plus satisfaisante que l'*amalgamation* de ces minerais rebelles.

D'une part, en effet, le grillage chlorurant préalable, qui est nécessaire pour transformer ces minerais *rebelles* en minerais *amalgamables*, ne réussit pas à chasser les dernières traces de métaux nuisibles, arsenic et antimoine, et les composés produits avec ces métaux causent des pertes considérables tant au grillage qu'à l'amalgamation. D'autre part, les bas métaux, convertis en chlorures par le grillage en même temps que l'argent, occasionnent de grandes pertes de mercure à l'amalgamation et fournissent, en outre, des alliages à très bas titre auxquels il faut faire subir des traitements subséquents assez coûteux.

S'il s'agit, d'ailleurs, de traiter des minerais relativement pauvres en or et en argent, l'installation d'une usine complète avec ses fours de grillage, et sa

série de *Pans* et de *Settlers*, exige un tel capital que la dépense de premier établissement ne peut se justifier. Aussi voit-on des masses de minerais contenant 50 onces ou 1 kilogramme d'argent environ à la tonne, avec une notable proportion d'or, qui restent inutilisées, tant aux États-Unis qu'au Mexique, faute de pouvoir leur appliquer les méthodes d'amalgamation ou de fusion.

Les procédés électrolytiques qui, peut-être, dans l'avenir donneront la solution de cette question ne sont pas entrés encore dans le domaine de la pratique pour le traitement direct des métaux précieux. Malgré la réussite partielle de ces procédés, en Europe, pour les cuivres ou les mattes auro-argentifères, il paraît difficile de concevoir l'établissement d'usines électrolytiques ailleurs que dans de grands centres industriels. Mais dans cette hypothèse même, si l'on considère l'ensemble des conditions à réaliser au point de vue de la force motrice, des facilités de transport, et l'ensemble des conditions commerciales qui rendent si difficiles l'approvisionnement d'une usine centrale au moyen de l'achat de minerais, on ne doit pas s'étonner du petit nombre d'usines qui ont pu subsister ou se développer sans avoir pour base une mine appartenant au même propriétaire. Ces difficultés qui existent à un haut degré pour des usines basées sur des traitements ayant pour eux la consécration de succès anciens, ne permettent pas de concevoir encore, à l'heure actuelle, la réussite d'usines électrolytiques centrales.

Lorsque la composition des minerais auro-argentifères extraits d'une mine unique, ou leur faible richesse doit faire proscrire l'emploi des méthodes d'amalgamation ou de fusion, la *lixiviation* donne donc le seul moyen assez économique de les traiter aujourd'hui.

Une des causes qui ont certainement retardé le développement de cette dernière méthode c'est la fausse interprétation que l'on porte généralement sur les conditions de l'emploi des réactifs. Celui auquel on songe tout d'abord, le sel marin, peut, presque partout, être obtenu en grande abondance et à des prix relativement peu élevés; mais quel que soit le procédé employé, ce réactif est complètement perdu et la dépense qui découle de son emploi est toujours considérable quand on a à traiter de grandes quantités de minerai. D'autres réactifs, de la classe des produits chimiques commerciaux, d'un prix beaucoup plus élevé, semblent, de prime abord, ne pouvoir être utilisés; nous verrons cependant que la régénération de certains réactifs chimiques peut s'opérer au cours même du traitement, réduisant, en ce cas, la dépense aux frais d'achat d'un premier *stock* de matières et aux minimales dépenses dues au remplacement des pertes matérielles inhérentes à tout mode de traitement industriel. Une considération d'un autre ordre à faire valoir pour l'emploi des procédés de lixiviation, c'est la pénurie d'eau qui souvent existe dans les centres miniers. Au premier abord, il semble y avoir contradiction entre l'énoncé de cette circonstance et le fait d'un procédé basé sur l'emploi de liquides. Mais il fait remarquer que dans les procédés de lixiviation, tels que nous allons les décrire, la quantité d'eau employée est toujours un minimum, parce que les dissolutions et les eaux de lavage entrent en *roulement* continu et peuvent être indéfiniment utilisées. Lorsqu'il s'agit, au contraire, d'amalgamation au *Pan*, la quantité d'eau employée soit pour l'alimentation des chaudières, soit pour le service des

appareils eux-mêmes, est très considérable et ne pourrait être utilisée à nouveau qu'à la suite d'épuration dans d'énormes bassins de dépôt.

Enfin, l'installation d'un procédé de lixiviation n'exige qu'un matériel peu coûteux : des fours de grillage qui peuvent être choisis du type le plus simple, et des bacs en bois. Les réactions que l'on doit déterminer, bien que délicates, peuvent être apprises par des ouvriers ordinaires; il est seulement nécessaire, comme dans toutes les branches de la chimie industrielle, d'exercer une surveillance minutieuse sur tous les détails de l'opération.

Les procédés de lixiviation, en ce qui concerne l'extraction des métaux précieux, ont pris une certaine extension en Amérique, depuis quelques années, à la suite des essais entrepris au moulin de *Old telegraph* (Utah) appartenant à la Compagnie de Lexington, et du fonctionnement régulier de l'usine du *Triumfo* (Basse-Californie) et des établissements *Geddes et Bertrand* (*secret canon*, Nevada). Sans nous appliquer à décrire particulièrement l'une ou l'autre de ces usines, nous donnerons d'une manière générale l'ensemble des appareils qu'elles comportent et des opérations que l'on aurait à effectuer dans l'installation du traitement de minerais auro-argentifères par lixiviation.

§ 1. — MÉTHODE PAR LIXIVIATION

SUIVANT LE PROCÉDÉ PATERA.

Principe de la méthode. — La méthode de lixiviation est basée, en principe, sur la solubilité des sels d'argent et d'or dans une dissolution contenant des hyposulfites.

Faire passer l'argent et l'or des minerais, de l'état de combinaison avec les métalloïdes ou les métaux, à l'état de sels minéraux proprement dits, c'est, ainsi que nous l'avons vu, le but que l'on se propose dans toutes les opérations préliminaires qui précèdent l'amalgamation proprement dite, toutes les fois que l'on ne se trouve plus en présence de minerais contenant les métaux précieux à l'état natif. Cette première phase du traitement ne peut pas davantage être évitée lorsqu'on veut opérer par dissolution, et c'est de même au moyen de grillages chlorurants que l'on obtient, en général, de la façon la plus économique, la transformation des métaux précieux, libres ou combinés, en sels d'or ou d'argent.

Mais, d'une part, le chlorure d'argent est à peu près insoluble dans l'eau pure, et nous avons vu, d'autre part, dans la description des divers procédés de chloruration des minerais d'or proprement dits, combien de causes accidentelles pouvaient réagir sur la solubilité du chlorure d'or formé, et déterminer de nouveau la précipitation de l'or à l'état métallique. Ce n'est donc pas en lavant simplement à l'eau pure que l'on pourrait entraîner, à l'état soluble, les sels métalliques des deux métaux précieux.

Le lavage à l'eau chargée de sel marin, tel que celui qu'on pratique dans la *méthode Augustin* pour la désargentation, après grillage et chloruration des

malles cupro-argentifères, est bien efficace pour dissoudre le chlorure d'argent, mais il laisse l'or dans les résidus.

L'hypo-sulfite de soude est le réactif par excellence pour dissoudre le chlorure d'argent; il paraît dissoudre aussi l'or métallique finement divisé tel qu'il se rencontre dans les produits du grillage ou dans les résidus de lavage. L'hypo-sulfite de chaux, tout en dissolvant moins bien, peut-être, le chlorure d'argent, semble avoir sur l'or une action tout aussi efficace, et c'est, en définitive, à l'hypo-sulfite de chaux que l'on a généralement recours lorsque l'on a affaire à un minerai auro-argentifère. Nous verrons, d'ailleurs, que le traitement lui-même produit la transformation successive de l'hypo-sulfite de soude initial en l'hypo-sulfite de chaux.

Pour donner une idée de la composition des minerais auxquels peut s'appliquer le procédé de lixiviation nous citerons, d'après Hofmann, l'analyse du minerai de *San Francisco del Oro* traité à l'usine de *Parral* (Mexique), et d'après Th. Egleston, l'analyse ci-après du minerai traité à l'usine du *Bertrand-mill* (États-Unis).

	Minerai de <i>San Francisco</i> <i>del Oro.</i>	Minerai du <i>Bertrand-Mill.</i>
Silice.	22.24	50.25
Argent.	0.10	0.17
Or	traces	néant
Fer.	7.00	8.06
Manganèse.	0.70	néant
Zinc.	24.08	7.62
Plomb.	11.92	4.64
Cuivre.	0.72	néant
Arsenic	0.16	0.75
Antimoine	0.50	1.55
Soufre.	21.55	0.96
Chaux.	4.02	4.92
Magnésie.	néant	2.40
Alumine.	1.50	néant
Acide carbonique.	5.80	8.50
Eau.	»	5.80
Oxygène et pertes.	0.11	6.80
	<hr/> 100.00	<hr/> 100.00

Bien que le minerai particulier du *Bertrand-Mill* ne contienne pas d'or, beaucoup de minerais auro-argentifères se rapprochent de ce type; sa complication est suffisante pour montrer quels sont les éléments qui lui font défaut pour motiver un traitement par fusion et quels sont ceux, au contraire, qui, dans le cas où l'on voudrait appliquer l'amalgamation, viendraient gêner les réactions.

Le plomb, en particulier, est en trop faible quantité pour permettre une

fonte plombée que, d'ailleurs, le zinc viendrait gêner au point de vue de la fusibilité en entraînant, en outre, par sa volatilité, des pertes d'argent. L'arsenic et l'antimoine, en proportions relativement considérables, provoqueraient, d'autre part, la formation d'arséniates et d'antimoniates d'argent très difficilement décomposables par le mercure.

Dans le minerai de *San Francisco del Oro*, tenant 57 % de blende et 15 % de galène, c'était dans ces deux espèces minérales que l'argent était contenu ; la pyrite tenait de l'or en petite quantité (environ 5 grammes par tonne). La gangue composée de quartz et de calcite aurait été favorable à une opération de fusion ; mais le zinc était, comme pour le minerai précédent, en trop grande quantité et la galène insuffisante.

Enfin, si l'on considère que la proportion d'argent ci-dessus indiquée pour le second de ces minerais, représentant une valeur d'environ 250 francs à la tonne, est supérieure à la moyenne des minerais traités dans cette usine qui varient de 100 à 150 francs, on peut, par cet exemple, avoir une idée de la limite de teneur à laquelle il est possible de descendre dans un traitement rémunérateur par lixiviation, limite qu'on ne saurait atteindre par les autres procédés appliqués à cette classe de minerais.

L'ensemble de la méthode que nous venons d'esquisser comprend sept opérations ; trois d'entre elles lui sont communes aux procédés d'amalgamation, ce sont : 1° Le séchage du minerai ; 2° le broyage ; 3° le grillage chlorurant. Les quatre autres sont caractéristiques de la méthode et comprennent : 4° Le lavage et la dissolution des bas métaux par l'eau pure ; 5° le lavage à l'hyposulfite ; 6° la précipitation des métaux précieux ; 7° la transformation des précipités en lingots.

a. SÉCHAGE DU MINÉRAI.

Le minerai sortant de la mine est généralement humide et, après un passage préalable aux concasseurs, il doit être desséché.

Nous ne nous étendons pas sur les dispositions à prendre pour éviter les manipulations inutiles, quoique ce sujet ait une importance capitale, car les dispositifs à adopter dépendent surtout de la situation et des moyens d'accès de l'usine, qui varient dans chaque localité. Nous dirons seulement qu'en thèse générale, il est désirable de faire arriver directement les wagonnets de mine au niveau supérieur de l'usine, et de les décharger sur des grilles inclinées (*grizzlies*) qui envoient les gros morceaux à un concasseur, tandis que le minerai plus fin se rend dans un *ore-bin*. Ce même réservoir reçoit le minerai résultant du concassage des gros morceaux.

De ce réservoir le minerai est reçu, à l'aide de portes et de couloirs, dans des wagonnets qui le transportent aux appareils sécheurs.

Les appareils de séchage les plus employés, connus sous le nom de sécheurs du Pacifique (*Pacific dryers*) ont été déjà décrits (Voir p. 76). On peut également employer les fours à cuve perfectionnés connus sous le nom de *Stetefeld's shelf dry kilns* également décrits (Voir p. 77).

Les aires de séchage formées par des plaques de fonte, posées sur des carreaux

dans lesquels circulent les flammes perdues des appareils ou des chaudières de l'usine, ont été presque partout abandonnées. L'économie de main-d'œuvre obtenue par l'emploi des appareils automatiques compense et au delà l'économie de chauffage que l'on obtient, dans ces aires de séchage rudimentaires, par l'emploi des flammes perdues.

b. BROYAGE DU MINÉRAI.

Le minéral séché est conduit des sécheurs à une trémie au sortir de laquelle il passe par un tamis et va, de là, aux cylindres broyeurs ou aux bocards à sec, suivant que l'on emploie l'un ou l'autre de ces deux systèmes de broyage.

Quant au degré de finesse du broyage, il peut varier dans des limites assez larges. Les cylindres broyeurs paraissent présenter un avantage considérable au point de vue de l'homogénéité de la masse, condition essentielle d'une bonne filtration des liqueurs; néanmoins les bocards ont pu être quelquefois employés avec des minerais de nature spéciale, tels que ceux de *San Francisco del Oro* à *Parral* (Mexique), où des expériences comparatives ont été suivies par Hofman et ont démontré, dans ce cas particulier, la nécessité d'un broyage très fin.

La finesse des grains obtenus dans le broyage aurait une grande influence si la lixiviation devait s'opérer sur des minerais crus, en raison des facilités du travail; mais la lixiviation simple à l'hyposulfite, telle qu'elle s'applique dans le procédé Patera, étant toujours précédée d'un grillage, on comprend que cette dernière opération modifie la nature physique du minéral broyé en même temps qu'elle modifie sa composition. Ainsi, lorsqu'on a affaire à des minerais de densité moyenne ou à des minerais tenant une forte proportion de galène qui décrépité au feu, la finesse du broyage initial n'a qu'une faible importance; il n'en est pas de même avec des minerais riches en blende, denses, et ne décrépitant pas.

La finesse des grains doit être étudiée à un double point de vue : la *vitesse de filtration* et le *rendement* en métaux précieux.

La vitesse de filtration, que l'on peut mesurer par la quantité dont le niveau des liqueurs, au-dessus de la pulpe chargée dans les bacs, s'abaisse pendant l'heure, par exemple, serait très variable si l'on s'adressait à des minerais crus. Pour des minerais de ce genre finement broyés ou pour des tailings, il est quelquefois très difficile d'obtenir une filtration rapide, même en faisant usage de l'artifice qui consiste à produire un vide partiel sous les bacs de filtration; mais avec des minerais bien grillés on peut obtenir des vitesses de filtration considérables qui vont de 20 à 25 centimètres par heure. Ce résultat ne s'obtient qu'à la condition que la pulpe soit chargée sèche dans les cuves; la pulpe légèrement humectée ou bien à moitié desséchée, après une première lixiviation, oppose à la filtration une grande résistance.

Lorsque le grillage est parfait, la finesse de la pulpe ne paraît pas avoir d'influence sur la vitesse de filtration qui varie, ordinairement, dans les limites de 12 à 50 centimètres par heure.

Quant à l'influence de la finesse sur le rendement en argent par lixiviation, il est évident, *a priori*, qu'on doit en tenir compte puisqu'il faut offrir aux liqueurs la plus grande surface d'attaque possible pour un poids donné de matière.

Pourtant, au delà d'une certaine limite, la finesse de la pulpe n'a plus d'avantages. Dans des expériences faites avec du minerai d'*Ontario* (Utah) grillé au four Stetefeld, avec une même proportion de sel de 12 %, la proportion d'argent obtenue était la même, qu'on se servit de toiles de 16 ou de 20 mailles au pouce carré, et ce rendement n'était lui-même que très légèrement diminué avec des toiles de 30 mailles. Avec du minerai de *San Antonio* (Mexique) grillé au four Howell, on a passé d'une toile de 26 mailles à une toile de 12 mailles sans faire varier le rendement, tandis que pour des minerais d'une localité voisine le rendement, avec la même modification, était diminué de 2 à 3 %.

En résumé, la dimension des tamis la mieux appropriée à chaque nature de minerai ne peut être déterminée que par l'expérience; des minerais de même apparence se conduisent, en effet, souvent d'une manière différente à la lixiviation. On ne va guère, dans la pratique, au delà des numéros 16 ou 20, car on a reconnu qu'indépendamment d'une plus grande production, on obtenait ainsi des grains suffisamment fins pour que le grillage effectuât une chloruration parfaite dans les fours, et pas assez ténus, cependant, pour gêner la lixiviation et le filtrage.

Nous avons montré que les cylindres broyeurs, indépendamment des conditions économiques qui résultent de leur emploi, réalisaient, mieux que les bocards, la condition d'un grain plus uniforme; aussi peut-on indiquer leur usage comme étant bien approprié en général au traitement par lixiviation. Les cylindres du système Krom (*Krom's rolls*) que nous avons étudiés (voir III^e Partie 1^{re} Section, p. 176) sont employés dans les usines de lixiviation récemment construites.

C. GRILLAGE CHLORURANT.

Conditions du grillage. — Les conditions du grillage chlorurant, dans le procédé de lixiviation, sont assez particulières : d'une part, la haute température et la durée de l'opération augmentent les pertes d'argent d'une manière sensible; de l'autre, il est indispensable d'obtenir un bon grillage et une chloruration parfaite, car l'hyposulfite n'a d'action que sur le chlorure et ne dissout ni l'argent natif ni les sulfures.

Les réactions de l'amalgamation peuvent, ainsi que nous l'avons vu, pallier l'insuffisance du grillage par l'intervention des réactifs chlorurants ajoutés pendant l'amalgamation, faisant ainsi suivre d'une chloruration humide la chloruration sèche des fours. Mais dans le procédé Patera on ne doit compter que sur la chloruration sèche, et l'on n'a d'autre but que de dissoudre à l'aide du réactif le chlorure formé; nous verrons ultérieurement quelles tentatives ont été faites pour obtenir des réactions accessoires.

Cette chloruration aussi parfaite que possible, que l'on cherche à réaliser,

peut être influencée par la proportion et le mode d'emploi du sel marin, réactif chlorurant, et par la nature de l'appareil dans lequel s'opère la réaction; aussi chaque nature de minerai demande-t-elle une étude particulière soit pour doser convenablement le sel, soit pour déterminer le genre de four le mieux approprié.

Au point de vue de la chloruration et de ses conséquences pour la lixiviation, on doit distinguer deux grandes classes de minerais déterminées surtout par la nature de la gangue qui accompagne les espèces minérales formant la portion utile du minerai : les minerais à gangue exclusivement quartzeuse et les minerais à gangue partiellement calcaire.

Les espèces minérales elles-mêmes sont parfois très nombreuses. La classe des sulfures métalliques, galène, blende, pyrites, produit, par le grillage, des oxydes, des sulfates et des chlorures de métaux correspondants, et nous verrons quelles précautions sont prises pour se débarrasser des composés solubles des bas-métaux. La classe des arsénio-sulfures et antimonio-sulfures n'a pas, par sa présence, une influence aussi fâcheuse dans le procédé de lixiviation que dans les procédés d'amalgamation, car les arséniates et antimoniates des métaux précieux qui peuvent, en ce cas, se former dans le grillage, sont aisément solubles dans les liqueurs d'hyposulfite. La volatilité de certains produits du grillage, oxyde de zinc, acide arsénieux, etc., favorise la volatilisation d'une partie des métaux précieux, dont les composés chlorurés sont par eux-mêmes volatils. Aussi, un système rationnel de condensation des fumées est-il généralement indiqué comme accessoire indispensable du four de grillage. Toutes ces causes de perte sont communes aux minerais qui ont, soit une gangue exclusivement quartzeuse, soit une gangue partiellement calcaire. Mais à ces pertes mécaniques, le grillage chlorurant peut ajouter des pertes chimiques dans la lixiviation ultérieure, suivant que les produits du grillage ont une réaction acide, ce qui est le cas ordinaire des minerais de la première classe, ou une réaction alcaline, comme cela se produit d'ordinaire avec des minerais à gangue calcaire.

La réaction acide favorise la dissolution; la réaction alcaline la contrarie à un tel point, que c'est surtout sa neutralisation que l'on a en vue dans les divers perfectionnements dont nous aurons à rendre compte.

La proportion relative des divers sulfures a, comme la nature de la gangue, une influence dont il faut tenir compte dans les conditions du grillage. La blende est longue à oxyder, la galène demande un long grillage à basse température; la pyrite de fer, au contraire, se décompose vite. Donc, pour un minerai, tenant ces trois sulfures, si l'on conduit le grillage sans précautions particulières, la blende et la galène se transforment en sulfates de zinc et de plomb sur lesquels le sel n'a pas d'action. Les pyrites se transforment en oxydes et en sulfates qui réagissent sur le sel marin pour donner du chlore, mais ce chlore peut être produit en pure perte si les pyrites ne tiennent pas d'argent par elles-mêmes, et si la température n'est pas assez élevée pour qu'il réagisse sur l'argent retenu par le zinc et le plomb.

Dans bien des cas, on est donc conduit à fractionner le grillage chlorurant, en commençant par un grillage oxydant à basse température, de façon à pro-

duire surtout l'oxydation de la blende et de la galène, sans décomposer la proportion de sulfate de fer formée. Après quoi une addition de sel et une élévation de température produit une réaction de ce sulfate sur le chlorure de sodium, et le chlore qui se dégage peut agir sur l'argent retenu par les sulfates.

Les divers genres de fours que l'on a à sa disposition pour opérer le grillage doivent être choisis d'après les considérations qui précèdent, aussi bien que par les considérations économiques qui découlent de leur emploi.

Transports intérieurs. — Les transports intérieurs du minerai dans les diverses phases du travail et en particulier celui du minerai séché qui doit être relevé de la sortie des cylindres sècheurs à l'orifice de chargement des fours de grillage, se font toujours à l'aide de chaînes à godets dans les usines bien installées; nous ne reviendrons pas sur ces détails déjà donnés (voir page 115).

Proportion de sel et mode d'emploi. — La proportion de sel à ajouter au minerai est très variable suivant la quantité de soufre et de bas-métaux existant dans le minerai; elle peut descendre à 1 % pour s'élever à 5 et même exceptionnellement à 12 %.

Cette proportion varie aussi suivant le genre de four que l'on emploie. Avec le four Stetefeld, il a été démontré qu'une forte proportion de sel diminuait les pertes d'argent au grillage; il y aura donc, dans ce cas, avantage à forcer la proportion de sel, même au prix d'une dépense plus forte, et à la porter à 12 % qui est une proportion usuelle pour des minerais tenant par exemple 12 % de blende, 10 % de galène et 8 % de pyrite environ, comme le minerai d'*Ontario* (Utah), sur lequel des expériences suivies ont été faites au point de vue du grillage et de la lixiviation.

Si, comme cela est le cas du minerai de *San Francisco del Oro*, on reconnaît que le grillage doit être fractionné pour être efficace et que l'on soit, en conséquence, amené à se servir de fours à réverbères, on peut compenser les pertes en argent, dues à des volatilisations plus grandes, par une grande économie de sel. Dans l'exemple de ce minerai difficile à griller, Hofman a montré qu'une addition de 3 à 4 % de sel était suffisante pour obtenir un rendement moyen, en ajoutant cette proportion sur la sole inférieure d'un four à réverbère à deux soles superposées, chacune d'une dimension d'environ 20 mètres carrés. Le grillage oxydant s'effectuait sur la sole supérieure, et 8 tonnes étaient ainsi passées dans ce four par 24 heures.

Pour le minerai du *Bertrand-mill*, dont nous avons donné plus haut la composition, la proportion de sel était de 5 % en se servant du four rotatif de Brückner.

En tout état de cause il y a, pour chaque minerai, une limite à déterminer par l'expérience pour l'addition de sel, au delà de laquelle on n'améliore pas le rendement.

En dehors du cas particulier de l'addition du sel après un grillage oxydant préalable, on paraît avoir reconnu l'opportunité de l'ajouter au minerai avant

l'introduction de ce dernier dans les appareils sècheurs rotatifs. Le mélange qui s'y opère, le broyage ultérieur et le malaxage dans les cylindres rotatifs de grillage ou la descente dans la cuve des fours Stetefeld, paraissent opérer d'une façon assez intime le mélange pour qu'il ne soit pas nécessaire d'opérer un mélange particulier du minerai broyé avec le sel également broyé. On a fait usage, en Europe, dans des cas analogues, de malaxeurs spéciaux; mais, outre que le broyage du sel exige une dessiccation préalable et est toujours, d'ailleurs, une opération délicate, on ne paraît pas avoir obtenu, par l'emploi de malaxeurs, de meilleurs résultats qu'avec la méthode simple, ci-dessus indiquée.

Nous avons fait voir dans l'étude des réactions du grillage chlorurant (voir p. 8) l'opportunité d'avoir une certaine proportion de soufre à l'état de sulfure dans le minerai destiné à être grillé et chloruré. Si ce métalloïde n'est pas en proportion suffisante, il devient nécessaire d'ajouter avant le grillage, une petite proportion de pyrite au minerai. Pour le minerai du *Bertrand-Mill* cité comme exemple, cette proportion de pyrite ajoutée est de 2 %.

Fours de grillage. — Ainsi que nous l'avons fait observer d'une manière générale, l'on a à sa disposition, pour opérer le grillage, une grande variété de fours que nous avons déjà décrits (voir p. 59 et suivantes).

Une première considération qui doit guider dans le choix de l'appareil de grillage, c'est la capacité de l'usine elle-même. Les essais entrepris tant aux États-Unis qu'au Mexique pour la méthode de lixiviation, dans lesquels les fours à réverbères et les fours Brückner ont été successivement employés comme à *Las Yedras* (Mexique), les fours à réverbère et les Stetefeld comme à *Sombrerete* (Mexique), les fours Howell comme à *Cusihuirachic* (Mexique), les fours Stetefeld comme à *Park-City* (Utah) et les fours Brückner comme au *Bertrand-Mill* (Nevada), ces essais, disons-nous, s'ils ne peuvent fixer sur le type à choisir dans chaque cas particulier, ont au moins déterminé la capacité relative des appareils.

De cette comparaison il résulte que, tandis qu'un four Stetefeld peut passer, suivant la nature du minerai, de 60 à 90 tonnes de minerai en 24 heures, le four Howell n'en peut passer que de 50 à 40, le Brückner de 5 à 10, le réverbère de 4 à 8.

On sait qu'il est bien rare, en dehors des États-Unis et du Mexique, de trouver des mines capables d'une production journalière équivalente à celle d'un four Stetefeld; aussi ne doit-on pas s'étonner que, dans bien des cas, les modestes fours à réverbère continuent à être employés, comme à *La Barranca* (Sonora, Mexique), ou les Brückner, comme dans beaucoup d'autres localités, malgré les avantages que l'on peut faire valoir en faveur du four Stetefeld.

Parmi ces avantages on doit signaler l'économie de combustible. La consommation de combustible paraissant, en effet, varier dans le rapport de 1 pour le Stetefeld à 2 1/2 ou 3 pour le Howell et de 1 2/3 ou 2 1/2 pour le réverbère; mais même dans ce dernier cas, il est possible d'utiliser les flammes perdues soit pour des séchages, soit pour le chauffage des chaudières, nécessaires pour la production de vapeur destinée au chauffage des bacs.

Les fours rotatifs présentent, à leur tour, quelques autres inconvénients au point de vue de la lixiviation, sans parler de l'entraînement des poussières et de la dépense de force motrice : il est à peu près impossible d'empêcher quelques parties de la masse de s'agglomérer sous forme de boules compactes qu'il faut, quelquefois, séparer par tamisage et broyer à nouveau.

La rapidité avec laquelle s'opère le grillage dans le four Stetefeld explique les moindres pertes par volatilisation d'argent, que l'on a constatées dans des expériences comparatives sur des minerais ordinaires, c'est-à-dire sur ceux dans lesquels les teneurs en plomb et en zinc ne sont pas trop considérables et dans lesquels le soufre existe surtout en combinaison avec le fer.

En résumé, malgré la préférence marquée que certains métallurgistes américains professent pour le four Stetefeld, nous ne voyons pas de sérieuses raisons de l'adopter dans le traitement sur l'échelle restreinte que l'exploitation d'une mine ordinaire, fournissant des minerais auro-argentifères, permet de concevoir ; il nous paraît réservé à ces grandes usines métallurgiques qui peuvent s'établir aux États-Unis, grâce à l'abondance des minerais de ce genre dans une même région. Nous aurons l'occasion de revenir sur le mode de travail du four Stetefeld dans la description d'une grande usine de lixiviation, conçue d'après les plans de l'ingénieur Russell, pour la mise en œuvre des perfectionnements proposés par lui à la lixiviation ordinaire, nous bornant à décrire le fonctionnement du cylindre de Brückner dans une usine où l'on fait usage de ce dernier appareil.

Dans le *Bertrand-Mill* on emploie 4 cylindres de Brückner de 7 pieds (2^m,10) de diamètre et de 19 pieds (4^m,70) de longueur, travaillant, chacun, une charge de 5 tonnes.

Ainsi que nous l'avons fait observer, le grillage doit être très soigné. Si la proportion de plomb est considérable, les précautions à prendre augmentent encore, car il y a toujours danger d'agglomération par suite de la fusibilité des composés plombeux, et tendance à la formation de silicate de plomb argentifère, et dans l'un et l'autre cas la lixiviation serait incomplète. Lorsque le plomb est en forte proportion, la tendance de ce métal à former du sulfate de plomb dans le grillage exige un grillage chlorurant plus énergique, car le sulfate est à peu près insoluble dans l'eau chaude, tandis que le chlorure de plomb est soluble et peut être éliminé par le lavage.

L'emploi de la vapeur d'eau envoyée dans le cylindre, vers la fin de l'opération, est recommandé par Th. Egleston, pour chasser les dernières traces de soufre, d'arsenic et d'antimoine, et aussi pour décomposer les chlorures volatils des bas-métaux, le chlore naissant, ainsi dégagé, agissant très énergiquement sur l'argent ¹.

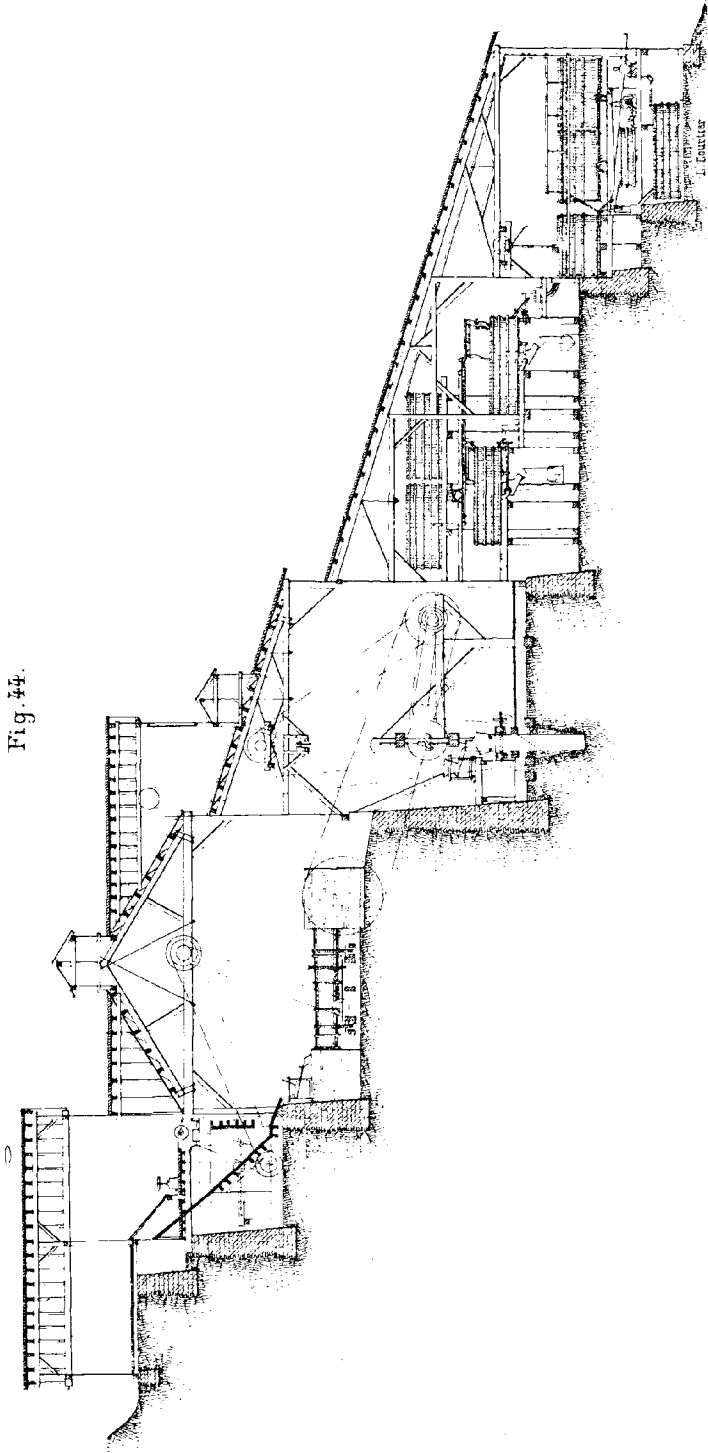
Le grillage dans les cylindres de Brückner et pour un minerai analogue à celui du *Bertrand-Mill*, dure de 8 à 12 heures. Quand on traite un minerai de

1. Nous sommes heureux de pouvoir nous appuyer sur l'autorité de l'éminent professeur de métallurgie du Columbia college, pour rappeler l'attention sur le grillage à la vapeur d'eau, que l'un de nous a depuis longtemps préconisé, et qui, loin d'avoir simplement été étudié au point de vue théorique, ainsi que le regrettait Gruner (voir Métallurgie du cuivre, *Encyclopédie chimique*, p. 201), a fait l'objet d'expériences pratiques poursuivies avec succès dans une usine installée dans ce but par M. E. Cumenge, en 1876, à Clichy près Paris.

USINE DE LIXIVIATION AVEC FOURS DE GRILLAGE DE HOFMANN

PL. XVII

Fig. 44.



Auto-imp. L. Courtaut, 43, rue de Valenciennes, Paris.

nature constante, la pratique indique bien vite le moment où l'opération est terminée, par l'aspect, par la consistance de la charge et par la façon dont elle se meut dans le four. Lorsqu'on n'est pas entièrement fixé sur les conditions du grillage, il faut procéder à des prises d'essais successives dans le four lui-même et à de véritables essais sur ces prises. Chaque charge est, du reste, échantillonnée en double lorsque l'on juge l'opération terminée. Un des échantillons est immédiatement envoyé au laboratoire pour être essayé au point de vue du degré de chloruration obtenu, l'autre est jeté dans un récipient qui reçoit toutes les prises journalières dont l'ensemble est destiné à être essayé pour or et pour argent.

Pour opérer ces essais on prend ordinairement 500 grammes de matière que l'on verse dans un filtre posé sur un entonnoir; on fait arriver un courant de dissolution d'hyposulfite de chaux à la partie supérieure du filtre pendant 15 à 20 minutes. Quand on reconnaît, à l'aide d'une dissolution de sulfure de calcium, qu'il ne se dissout plus de métaux précieux, la matière sur le filtre est lavée à l'eau pure, séchée et essayée pour or et argent.

La valeur restant dans ce résidu, dans le cas d'un minerai d'une valeur de 150 francs à la tonne environ, ne doit pas dépasser 15 à 20 francs si l'opération du grillage a été bien conduite.

La charge du cylindre est déchargée dans des fosses, ainsi que nous l'avons expliqué (voir p. 65); on l'y laisse séjourner quelque temps, car on a reconnu que l'action chlorurante se prolongeait ainsi d'elle-même. Quelquefois on emmène la charge, aussitôt que sa température le permet, avec des wagonnets qui la conduisent au plancher refroidisseur où on l'arrose d'eau pour éviter les poussières.

La charge de chaque four est séparée sur ce plancher, et comme elle est égale à la capacité de chaque bac de lixiviation, le contrôle est facile par la comparaison des essais faits sur la matière à chacune des phases de son travail.

Une quantité relativement considérable de chlorure d'or et de chlorure d'argent est volatilisée ou entraînée par les poussières qui s'échappent des cylindres grilleurs. Il est, par suite, indispensable de ménager des chambres à poussière à la suite de ces appareils, ainsi qu'à la suite des cylindres sècheurs. On fait, d'ordinaire, communiquer ces chambres avec les appareils par un carneau descendant où la plus grande partie de ces poussières s'accumule et qui doit être fréquemment nettoyé. On se contente quelquefois de repasser ces poussières dans les cylindres grilleurs avec addition de sel; il serait plus judicieux de les traiter séparément dans les appareils appropriés à leur nature, les fours à moufle, par exemple.

Le travail de grillage est conduit par un seul ouvrier par poste pour deux fours, avec un aide pour approcher le bois généralement employé comme combustible. La consommation est d'environ 3 cordes de bois par four (10st, 8), et de 1 corde (3st, 6) pour le sècheur correspondant.

d. LIXIVIATION DES BAS-MÉTAUX

Description des appareils. — La lixiviation du minerai grillé se fait d'abord à l'eau pure pour enlever les sels solubles des bas-métaux formés dans le grillage. Elle s'opère dans des bacs en bois de forme circulaire dont la profondeur est réglée d'après la facilité avec laquelle l'eau filtre à travers le minerai. Cette profondeur est généralement, dans les petites usines, de 3 pieds ($0^m,90$); elle ne doit, d'ailleurs, pas être trop considérable, pour permettre le déchargement des résidus, par jets de pelle. Le diamètre des bacs varie de 6 à 12 pieds ($1^m,80$ à $3^m,60$), et l'on a remarqué que l'on obtenait de meilleurs résultats avec les plus grandes dimensions.

Nous verrons ultérieurement que dans de grandes usines on a porté la capacité de chaque bac jusqu'à 45 tonnes.

Ces bacs sont disposés par paires, se touchant presque, et par rangées; on laisse, entre chaque paire, un passage facile, le long duquel est établie une voie pour la circulation des wagonnets. Le sommet de ces wagonnets arrive au niveau de la partie supérieure des bacs, de façon que le pelletage des résidus puisse facilement s'exécuter.

Des trémies sont placées, à demeure, au-dessus des bacs; chaque bac a sa propre trémie, ou bien l'on établit des subdivisions dans une trémie unique régnant sur chaque rangée, avec portes de décharge, et couloirs mobiles. On peut concevoir un arrangement de voie, supérieure aux bacs, sur laquelle circuleraient des wagonnets se vidant, soit par le fond, soit sur le côté, d'après le système Decauville.

Au fond des bacs on pose 4 ou 5 liteaux en bois de $0^m,025 \times 0.075$ qui ne touchent pas les bords de la cuve; par-dessus et à angle droit on dispose une autre rangée de liteaux, espacés de $0^m,025$ à $0^m,030$.

Au-dessus de ce faux fond, on dispose une toile d'emballage mouillée que l'on étend et que l'on applique soigneusement contre les parois en les maintenant solidement par un cercle.

Quelquefois le filtre se compose uniquement, comme nous l'avons vu à *la Barranca* (Sonora, Mexique), de couches successives de scories broyées, tamisées et rangées par ordre de grosseur.

On n'emploie ni bouchons, ni robinets pour le transvasement des liquides, mais simplement des tuyaux de caoutchouc. Deux tuyaux sont fixés dans le faux fond; ils servent l'un à l'introduction de l'eau, l'autre à l'évacuation des liqueurs.

Les bacs de lavage sont quelquefois construits d'une façon un peu plus compliquée, de manière à permettre la vidange au moyen d'un courant d'eau et à éviter ainsi la main-d'œuvre de déchargement.

Nous donnons dans la figure ci-dessous les détails de la construction de ces bacs. Le bac qui a 4 mètres de diamètre présente, au centre de son fond, une ouverture d'évacuation de $0^m,15$ de diamètre. Un raccord coudé, en fonte, de même diamètre inférieur, est solidement fixé au fond du bac. Ce raccord est

muni à sa partie inférieure d'un épaulement, *o*, sur lequel vient s'appliquer un tampon, *m*. Ce tampon en caoutchouc peut être fortement pressé contre l'épau-

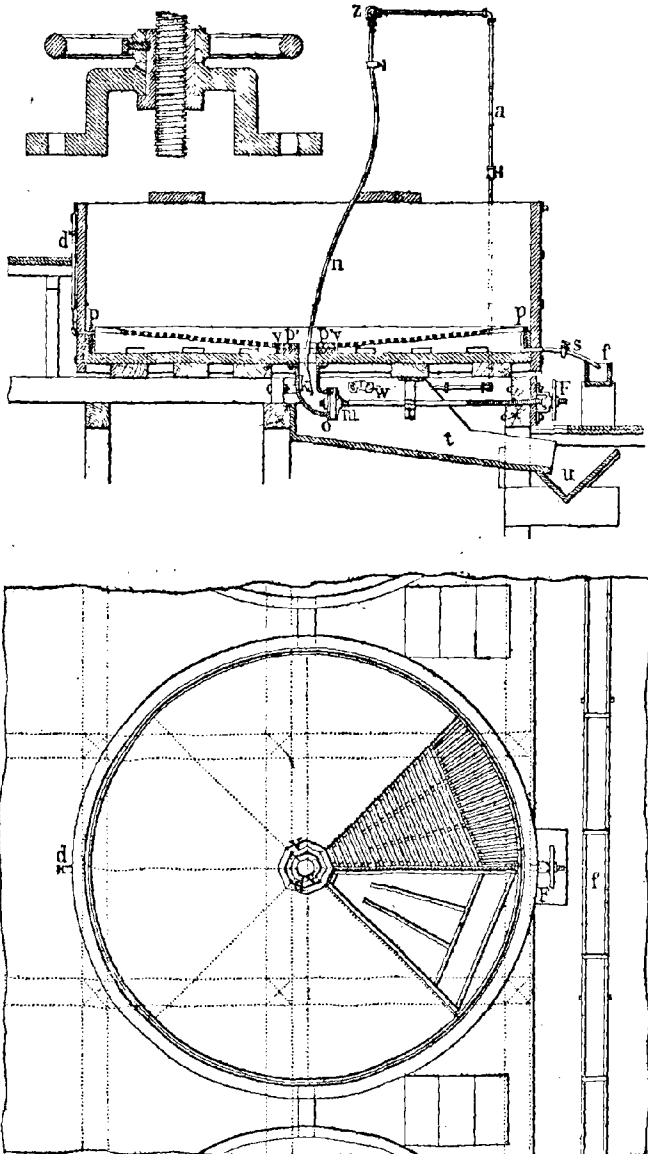


Fig. 42.

lement à l'aide d'une vis et d'une roue à main, *F*. Le faux fond incliné, en bois, est formé par sections, ainsi que l'indique la figure ; il laisse un espace annulaire entre son bord extérieur et le bord intérieur de la cuve ; on force dans

cette rainure une corde destinée à faire joint et à maintenir la toile dont on recouvre les litesaux.

Un tuyau d'échappement d'air, *a*, entre dans le faux fond et s'élève le long du bord extérieur de la cuve; un robinet, ou une pince en bois, si le tuyau est en caoutchouc, permettent de le fermer pendant le travail. De la conduite d'eau générale, *z*, se détache un branchement, *n*, qui se prolonge jusque dans le tuyau de décharge, *K*, où son extrémité plonge pendant le chargement. Avant de charger le minerai on a soin de remplir d'eau le tuyau, *K*, de façon à éviter que le tuyau d'amenée ne s'obstrue.

Le lavage est conduit comme dans les bacs ordinaires; lorsqu'on veut procéder au déchargement, on ramène le tampon en arrière à l'aide de la roue à main, puis on injecte de l'eau par le tube central, en imprimant à ce bout de tuyau un mouvement vertical alternatif. Le courant d'eau sous-cave le minerai, et lorsqu'un vide en forme d'entonnoir s'est produit jusqu'à la surface, on dirige de nombreux jets d'eau qui entraînent la matière dans les canaux d'évacuation. On a soin, d'ailleurs, de laisser couler l'eau par le tuyau central de manière à éviter toute obstruction.

Mode de travail. — Le chargement se fait en déversant, par petits tas, le minerai sur le fond du bac et en l'égalisant, à la houe, par couches successives. On remplit ainsi le bac jusqu'à environ 0^m,05 de son bord supérieur. On doit avoir soin de ne pas toucher au minerai chargé, car on a remarqué, par exemple, que la simple introduction, à plusieurs reprises, d'un bâton dans la masse pouvait retarder de plusieurs heures la fin du lavage.

On emploie, en général, de l'eau chaude pour laver et entraîner les sels des bas-métaux. Cette eau est introduite par le fond et monte dans l'intérieur de la charge. On a remarqué que cette méthode est préférable à l'introduction de l'eau par la surface; le minerai *a*, ainsi, moins de tendance à se mettre en pâte, et permet beaucoup plus facilement le passage des dissolutions.

Dès que l'eau est arrivée en haut et couvre le minerai on en interrompt sa venue. Il se forme au sommet de la charge une légère croûte qu'on enlève avec soin pour la mettre de côté jusqu'à ce que l'on ait une quantité suffisante de cette matière pour la traiter à part, car elle est riche en argent; elle contient le chlorure d'argent dissous par l'excès de sel employé dans le grillage ou par les autres chlorures métalliques. Cette proportion d'argent serait perdue si l'eau avait été introduite par le haut de la charge. La quantité de ces croûtes argentifères est toujours plus forte lorsque l'on emploie de l'eau chaude ou lorsque le sel a été mis en excès.

Si le minerai contient une forte proportion de plomb converti en chlorure dans le grillage, il est préférable de laver d'abord avec de l'eau froide jusqu'à ce que la plus grande partie du sel plombeux et l'excès de sel marin aient été entraînés. On lave ensuite à l'eau chaude comme il vient d'être expliqué. Néanmoins, à la fin de cette dernière opération on a soin de faire passer un courant d'eau froide pour refroidir le minerai avant son lavage ultérieur à l'hyposulfite, en vue de prévenir, ainsi que nous l'expliquerons, une trop grande extraction de bas-métaux en même temps que l'extraction de l'or et de l'argent.

Après l'enlèvement des croûtes, le lavage s'effectue en abaissant le tuyau de caoutchouc qui sert de décharge par le fond, et qui, jusque-là, était tenu relevé plus haut que le sommet du bac. On admet un courant d'eau à la surface et la dissolution s'écoule.

La dilution de la liqueur précipite en grande partie l'argent tenu en dissolution par l'excès de chlorures métalliques ou de sel marin, et le distribue à travers le minerai, de sorte qu'il y en a très peu d'entraîné par le premier lavage.

Lorsque le minerai contient un grand excès de plomb ou d'antimoine, le mode d'introduction de l'eau par le fond n'est pas suffisant, car les chlorures de ces métaux sont aussi précipités de leur dissolution, par dilution. Dans ce cas on introduit l'eau par la surface et l'on fait écouler le liquide dans plusieurs bassins à compartiments remplis de copeaux de bois, de façon à avoir un grand développement de surfaces. On introduit de l'eau claire dans ces compartiments de manière à beaucoup diluer la liqueur. Au moment où l'eau claire arrive dans le courant d'eau contenant les chlorures, qui était d'abord limpide, ce dernier devient trouble; les chlorures de plomb, d'antimoine et d'argent se précipitent et se déposent sur les copeaux. On les dissout ultérieurement à l'hyposulfite et la dissolution est ajoutée aux autres dissolutions d'argent. L'eau qui s'écoule contient une certaine quantité de zinc, de cuivre et de fer, on tire rarement parti de ces métaux; cependant le cuivre peut être cémenté dans ces liqueurs, avec de la ferraille.

Le lavage des bas-métaux est souvent fait à deux reprises, au Mexique. Le minerai est déchargé d'un premier bac, après lavage, pour être chargé et lavé de nouveau. On procède ainsi parce que l'on a remarqué que la seconde opération donnait relativement plus de bas-métaux en dissolution que la première. Le premier lavage dure, en ce cas, environ 4 heures et le second un peu moins. Dans l'ouest des États-Unis, en raison de la cherté de la main-d'œuvre, on ne fait, généralement, qu'un seul lavage, et la durée moyenne du lavage à l'eau pour des minerais très chargés en sels solubles peut s'élever à 15 et même à 20 heures.

La quantité d'eau employée pour la lixiviation des bas-métaux varie, en général, de un demi-mètre cube à 1^m^e,50 par tonne; par exception, elle s'élève à 4 mètres cubes. On admet qu'en faisant arriver l'eau par en bas on réalise une économie d'un quart sur l'eau nécessaire.

Lorsque l'eau de lavage ne donne plus de précipité à sa sortie du bac, lorsqu'on l'essaye au sulfure de calcium, cette partie du traitement est terminée.

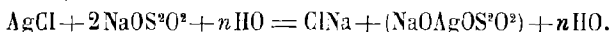
Lorsque l'eau est abondante, toutes les liqueurs de ces premiers lavages sont déversées et perdues, à moins que le minerai ne contienne certains métaux bons à recueillir, tels que le nickel, le cobalt ou le cuivre. Si l'eau est rare, ou si les bas-métaux contenus ont une certaine valeur, on reçoit les liqueurs dans des bacs, on précipite les bas-métaux par du sulfure de calcium, et l'eau claire, après dépôt, est employée à nouveau.

e. LIXIVIATION A L'HYPOSULFITE.

Action des réactifs dissolvants. — Les minerais lavés à l'eau, ainsi qu'il vient d'être dit, ont abandonné, en grande partie, les sels des bas-métaux qu'ils contenaient et une petite quantité de leur chlorure d'argent que l'on recueille ensuite dans les croûtes, ou dans les dépôts des bassins de dilution.

Les résidus du lavage à l'eau retiennent, dans leur masse, la plus grande quantité du chlorure d'argent et la totalité de l'or. Soit que, par une affinité assez mal expliquée, — ainsi que nous le verrons dans la description du procédé Claudet pour le traitement des pyrites cuivreuses auro-argentifères, — le chlorure d'argent retienne le chlorure d'or qui a pu se former, soit que ce dernier, si facilement réduit par la chaleur, par les matières organiques, ou par les sous-sels formés pendant le grillage, passe de nouveau à l'état métallique et reste en particules infinitésimales dispersées dans la masse.

On sait avec quelle facilité les composés insolubles d'argent, et en particulier le chlorure d'argent, sont dissous par l'hyposulfite de soude, d'après la réaction représentée par la formule



L'hyposulfite double d'argent et de sodium est extrêmement soluble, et c'est sur cette réaction qu'est basé le procédé de Von Paterna pour la lixiviation des minerais exclusivement argentifères.

L'hyposulfite de soude a-t-il sur les composés aurifères produits dans le grillage la même action dissolvante que sur les composés argentifères? La question est assez controversée et l'inventeur du procédé que nous décrirons ultérieurement, le métallurgiste Russell, préconise l'emploi exclusif de ce réactif. Sans trancher la question dans un sens contraire et pour éviter les redites, puisque nous aurons l'occasion de nous étendre longuement sur la fabrication de la *liqueur normale* d'hyposulfite de soude dans le procédé Russell, nous supposons l'emploi de l'hyposulfite de chaux pour la description de la lixiviation des minerais auro-argentifères.

Cet emploi a pour lui la sanction de l'expérience dans quelques usines importantes telles que celle de *Triumfo* (Basse-Californie); il a l'avantage de pouvoir s'appliquer dans des localités où les produits chimiques industriels tels que l'hyposulfite de soude ou le carbonate de soude sont difficiles à se procurer ou reviennent à un prix très élevé. Partout on peut se procurer du soufre et de la chaux et fabriquer, ainsi que nous le décrirons, le réactif dissolvant, aussi bien que le réactif précipitant : le sulfure de calcium employé au lieu du sulfure de sodium qui est le précipitant ordinaire dans la lixiviation initiale à l'hyposulfite de soude.

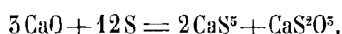
Il est bon néanmoins de faire observer que pendant le traitement et dans le roulement des matières, le sulfure de calcium employé pour précipiter l'hypo-

sulfite double d'argent et de sodium, formé par le lavage à l'hyposulfite de soude, introduit graduellement dans les liqueurs de l'hyposulfite de chaux.

Mode de fabrication de l'hyposulfite de chaux. — On fait bouillir, dans une chaudière en fonte, une partie de soufre en canons, concassé, avec une partie et demie de chaux très pure fraîchement éteinte. On peut aussi employer de la fleur de soufre, mais on préfère généralement se servir du soufre sous la première forme à cause de son prix moins élevé et de la facilité de sa manipulation. Si la chaux n'est pas très pure, il faut en employer une proportion plus considérable.

Lorsqu'il est difficile de se procurer du soufre dans la localité où l'on travaille ou lorsque son prix y est élevé, on recueille celui qui se dépose dans le grillage du sulfure d'argent, ainsi que nous l'expliquerons ci-après.

On chauffe, à la vapeur, le bassin contenant l'eau dans laquelle on ajoute d'abord la chaux; on agite la masse qui doit être maintenue liquide, on introduit le soufre et on maintient l'ébullition pendant trois ou quatre heures. Pendant ce temps, il se forme à la fois un polysulfure de calcium et de l'hyposulfite de chaux, ainsi que le montre la formule suivante :



Cette opération demande quelques soins : Si la chaux est en excès, il peut se former des composés insolubles; quelquefois aussi il se produit du bisulfure de calcium qui cristallise en cristaux jaune rougeâtre.

L'excès de soufre ne nuit pas et peut être utilisé dans l'opération suivante.

On laisse déposer et l'on décante le liquide clair. Il est désirable que cette solution marque 8 à 10° B, et on n'ajoute, en conséquence, que l'eau nécessaire pour obtenir ce degré de saturation.

Le liquide est alors traité par de l'acide sulfureux pour opérer la transformation du polysulfure de calcium en hyposulfite.

L'acide sulfureux est produit en faisant bouillir du charbon de bois, concassé en fragments de la grosseur d'un grain de maïs, avec de l'acide sulfurique marquant environ 1°,8 B., employé en quantité suffisante pour former, avec le charbon, une masse pâteuse.

L'opération se fait dans une cornue en fonte. Il n'est pas nécessaire de purifier le gaz qui se dégage et que l'on fait barboter dans la dissolution saline jusqu'à ce que sa couleur jaune ait disparu; ce changement de couleur indique la transformation du polysulfure de calcium en hyposulfite. On s'assure, d'ailleurs, que cette transformation est complète et que la liqueur d'hyposulfite est prête à être utilisée en essayant la liqueur avec une dissolution d'un sel d'argent, qui ne doit provoquer ni trouble, ni précipité.

Le dépôt du bassin est traité à nouveau, en recommençant l'ébullition avec la même quantité d'eau que dans l'opération précédente, et si la liqueur qui résulte de cette seconde opération ne marque pas plus de 3 à 4° B., on l'emploie, au lieu d'eau pure, pour une charge suivante de soufre et de chaux.

Dans quelques usines et, en particulier, au *Triumfo* (Basse-Californie), on

emploie un procédé plus rudimentaire : au lieu d'opérer la transformation du polysulfure par l'acide sulfureux, on se contente d'exposer à l'air et au soleil, pendant plusieurs jours, le *magma* de la cuve où l'on a fait bouillir ensemble le soufre et la chaux. L'oxydation est nécessairement assez imparfaite ; elle suffit, néanmoins, pour qu'en lavant ces résidus à l'eau, on obtienne une dissolution convenable d'hyposulfite de chaux.

Lavage à l'hyposulfite. — La dissolution d'hyposulfite est presque toujours employée à froid. La force de la dissolution dépend de la richesse du minerai et de la quantité de bas-métaux. Si le minerai est très riche et s'il y a peu de bas-métaux, la dissolution doit être très forte et peut être employée chaude ; mais lorsque les bas-métaux sont en quantité notable, on doit employer une solution faible et froide, en ayant même le soin de rafraîchir la masse par un lavage à l'eau froide, si l'on a d'abord lavé une première fois à l'eau pure chaude. Sans ces précautions on dissoudrait une trop grande quantité de bas-métaux et les lingots définitifs seraient à très bas titre.

Lorsque le minerai est très impur et que, par conséquent, la dissolution d'hyposulfite doit être faible, on la maintient généralement à 1/2° B., en l'additionnant d'eau.

La dissolution d'hyposulfite est introduite dans les bacs aussitôt que le lavage pour extraction des bas-métaux est terminé, c'est-à-dire lorsqu'on s'est assuré, par un essai de la liqueur au moyen du sulfure de calcium, que l'eau pure n'entraînait plus en dissolution aucun sel métallique.

On surveille alors l'écoulement de l'eau et on essaye, de même, au sulfure de calcium les eaux de lavage à l'hyposulfite ; aussitôt qu'on aperçoit un précipité, c'est une preuve que l'eau d'imbibition du lavage à l'eau pure a été déplacée par la dissolution d'hyposulfite et qu'il est temps de conduire cette dernière aux bacs de précipitation.

Le lavage doit continuer tant que la dissolution précipite par le sulfure de calcium. Ce temps dépend de la richesse et de la condition physique du minerai ; il varie de six à trente heures.

Lorsque l'essai a démontré que la liqueur qui s'écoule ne contient plus d'argent, on interrompt la venue de la dissolution d'hyposulfite et l'on procède à un lavage à l'eau pure pour entraîner l'excès de réactif ; cette dissolution à peu près privée d'argent est conduite dans des bacs spéciaux et elle rentre dans le roulement des liqueurs.

Quelquefois et, en particulier au Mexique, on divise en deux parties les eaux du lavage à l'hyposulfite ; on a, en effet, reconnu que la première eau qui s'écoule contient beaucoup moins de sous-sulfates et d'oxychlorures des bas-métaux que la seconde et que, par suite, le *bullion* — qui provient de la transformation en lingots des produits de la précipitation ultérieure de ces dissolutions — est beaucoup plus pur.

Lorsque le grillage et la lixiviation ont été convenablement conduits, l'essai des résidus ne doit pas accuser une teneur supérieure à 4 ou 5 \$ par tonne.

Ces essais sont faits régulièrement en prélevant dans trois points de chaque bac des prises immédiatement envoyées au laboratoire et essayées sans délai ;

car on ne procède au déchargement d'un bac qu'après s'être assuré que la teneur laissée dans les résidus ne dépasse pas les limites fixées. Un nouveau grillage et une nouvelle lixivation s'imposent dans le cas d'une trop grande richesse accusée par les essais.

Le minerai *épuisé* est pelleté dans des wagonnets pour être conduit au *dump* de décharge, ou bien il est envoyé à l'aide d'un courant d'eau dans des conduites qui l'emmènent au dehors si l'on fait usage du bac spécial (*sluicing-vat*) que nous avons décrit. Le travail de déchargement à la pelle doit être fait avec soin afin de ne pas déchirer la toile de fond; l'adresse que les ouvriers acquièrent par l'habitude permet d'éviter l'emploi de liteaux que l'on ajoute quelquefois au-dessus de la toile pour la garantir.

Aussitôt que le bac est vidé, une nouvelle charge est introduite.

Au *Bertrand-Mill*, déjà cité, et pour un travail journalier de 50 tonnes, il existe 24 bacs tenus constamment en marche.

Trois ouvriers ne travaillant que de jour et deux manœuvres par postes de jour et de nuit suffisent au travail de chargement, de lavage et de prises d'échantillons de contrôle; trois manœuvres sont chargés de vider les bacs et d'emmener au *dump* les résidus.

f. PRÉCIPITATION DES MÉTAUX PRÉCIEUX.

La liqueur d'hyposulfite contenant les métaux précieux est envoyée directement des bacs de lixiviation aux bassins de précipitation.

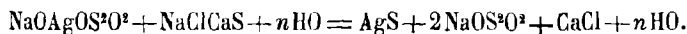
Toutes les liqueurs circulent dans l'usine dans des canaux en bois soigneusement goudronnés; les tuyaux en fer peuvent aussi être employés, mais à la condition d'être également goudronnés avec soin à l'intérieur, afin d'éviter la précipitation de l'argent.

Les liqueurs sont conduites à un premier bassin de précipitation qu'on ne remplit que jusqu'à 0^m,50 ou 0^m,60 à partir du bord supérieur; le courant est ensuite dirigé vers un second bac.

Le détail de ces bacs est figuré ci-dessous (voir fig. 43). On leur donne généralement 2^m,50 à 2^m,80 de diamètre.

Un agitateur mécanique avec débrayage, faisant environ 30 tours par minute, permet d'agiter fortement la liqueur pendant la précipitation, de manière à rassembler le précipité qui se dépose au fond du bac lorsqu'on laisse l'agitateur en repos. Un tuyau régnant le long de la ligne des bacs amène la liqueur de précipitation; en face de chacun des bacs est installé un bout de tuyau de raccord en caoutchouc, muni d'une pince en bois à vis qui permet de régler l'admission de la liqueur de précipitation et d'interrompre sa venue quand la précipitation est complète.

Le réactif employé est en général, ainsi que nous l'avons dit, le sulfure de calcium; la réaction est indiquée par la formule suivante :



s'assurer de l'exacte saturation de la liqueur et de la complète précipitation des métaux précieux. En effet, dans la liqueur de sulfure de calcium ajoutée, la portion de sulfure qui précipite l'argent est seule convertie en hyposulfite; comme, d'autre part, la totalité de la liqueur claire décantée, après dépôt, est renvoyée aux bassins d'hyposulfite, on comprend que s'il restait du sulfure de calcium en excès dans cette liqueur claire, on déterminerait, dans les bacs de lavage à l'hyposulfite, une précipitation de sulfure d'argent, insoluble dans l'excès d'hyposulfite, et qui serait, par conséquent perdue dans les tailings. Si donc on s'aperçoit que la liqueur précipitée contient un excès de sulfure de calcium, on doit lui ajouter une nouvelle quantité de liqueur d'argent pour la neutraliser.

Aussitôt que les liqueurs claires ont été décantées du bac de précipitation, d'autres liqueurs d'argent sont amenées, précipitées, clarifiées et ainsi de suite pendant 150 jours environ. Au bout de ce temps seulement on procède au déchargement des bacs.

Pour 24 bacs de lixiviation, il suffit de 3 bacs de précipitation; lorsque l'eau est rare et que l'on doit précipiter également les bas-métaux par le sulfure de calcium pour se servir à nouveau des liqueurs, on doit avoir, en plus, quelques bacs destinés à ce dernier usage.

Pour remonter les liqueurs on peut se servir des engins utilisés dans les usines de produits chimiques (éjecteurs *Koerting*, pompes en alliage de plomb et d'antimoine, etc.); on se contente quelquefois d'une simple pompe foulante en bois, garnie intérieurement d'un cylindre en caoutchouc durci, avec un plongeur également en caoutchouc durci.

Le nettoyage général de l'usine se fait tous les quinze jours et en même temps pour tous les bacs de précipitation. Le sulfure déposé est agité jusqu'à ce que la matière devienne une boue liquide que l'on enlève et que l'on déverse sur des filtres.

Ces filtres consistent en une série de cadres en bois de 0,™06 d'équarrissage sur lesquels on tend une toile. Ils sont rangés, au nombre de 50, sur une table, à ouvertures correspondantes, et qui a un rebord de 0™,75. Au-dessous de la table de filtration se trouve un canal incliné qui conduit les liqueurs de filtrage à un bassin collecteur.

La boue liquide est amenée sur la table et coule successivement d'un filtre à l'autre. Le sulfure pâteux reste sur les toiles; on le lave à l'eau claire, pour enlever l'excès de sels solubles, jusqu'à ce que l'eau soit parfaitement douce. On laisse ensuite sécher la masse, qui se fendille en tous sens; on la jette, à la pelle, dans des wagonnets et on la conduit au four à réverbère dans lequel doit s'opérer la dessiccation complète et le grillage des sulfures d'argent et d'or.

Dans quelques usines les sulfures, qui retiennent toujours dans leur masse une certaine quantité d'eau, sont desséchés en les mettant dans des sacs que l'on passe à la presse, pour en expulser l'eau, avant l'envoi de la matière aux fours.

g. GRILLAGE DES SULFURES ET FONTE EN LINGOTS.

Les sulfures sont ensuite passés au réverbère. La chaleur doit être très faible au début, pour effectuer d'abord le séchage et puis l'inflammation du soufre. On élève doucement et progressivement la température, en évitant avec soin de fondre le sulfure. On continue le grillage jusqu'au complet départ du soufre et on porte au rouge sans toutefois atteindre le point de fusion de l'argent.

Dans quelques localités où le soufre est rare, on chauffe quelquefois le sulfure dans une cornue ou *retorte* et le soufre distillé et condensé est employé pour la fabrication de l'hyposulfite.

On peut aussi, suivant les indications de O.-H. Aaron, prendre le précipité de sulfure encore humide et le faire bouillir en ajoutant de la chaux fraîchement éteinte, en petites quantités à la fois, dans la liqueur que l'on a soin d'agiter. Il se forme du polysulfure de calcium que l'on décante, après avoir laissé déposer, et dont la liqueur peut de nouveau servir pour la précipitation. Le résidu séché est grillé et forme, après grillage, une masse grise presque entièrement composée d'argent métallique.

L'argent et l'or provenant du grillage sont quelquefois fondus au creuset de plombagine; mais, le plus souvent, on les coupe avec addition de plomb dans des fours anglais à coupelle ordinaires. Les litharges sont riches et sont toujours revivifiées pour fournir le plomb nécessaire à la coupellation suivante.

Les lingots obtenus après fusion au four de coupelle sont ordinairement à 8 ou 900 millièmes de fin. La finesse des lingots obtenus par fusion directe des sulfures grillés peut être assez basse lorsque l'on traite des minerais contenant beaucoup de bas-métaux, malgré les précautions que l'on prend pour s'en débarrasser. Le plomb, en particulier, n'existe pas seulement à l'état de chlorure dans le produit du grillage chlorurant, il existe aussi, en partie, à l'état de sulfate, de sulfo-arséniate et de sulfo-antimoniate insolubles dans l'eau.

Ces sels sont dissous par l'hyposulfite et précipités par le sulfure de calcium; ils causent non seulement une perte de réactif, mais ils fournissent au précipité de métaux précieux un contingent plus ou moins considérable d'impuretés.

h. CONDITIONS ÉCONOMIQUES DU TRAITEMENT PAR LIXIVIATION.

Ainsi que l'on peut en juger par les détails qui précèdent, l'installation du procédé par lixiviation n'est relativement pas très coûteuse; elle peut être faite même dans les contrées où l'eau est rare puisque les mêmes liqueurs sont sans cesse employées. Les réactifs chimiques entrent également en roulement continu et peuvent, en raison de la faible quantité pratiquement perdue, être acquis à peu de frais, ou être fabriqués économiquement sur place.

La main-d'œuvre n'est cependant pas aussi restreinte qu'on pourrait le penser au premier abord. Ainsi, pour citer un exemple qui nous a déjà servi à indiquer quelques particularités du traitement, nous donnerons, d'après Th. Egles-ton, le nombre total des ouvriers employés au *Bertrand-Mill*, en rappelant que

d'une tonne dans le comté de Nevada, région des États-Unis, assez favorisée au point de vue des salaires et des facilités d'approvisionnement.

PRIX DE REVIENT DU TRAITEMENT PAR LIXIVIATION DANS LE COMTÉ DE NEVADA (CALIFORNIE).

DÉSIGNATIONS DIVERSES	PAR TONNE EN DOLLARS	PAR TONNE EN FRANCS
Main-d'œuvre	5 \$	15 fr. 60
Combustible.	2 »	10, 20
Réactifs : Sel, 100 livres à $\frac{3}{4}$ cent la livre (87 fr. la tonne)	0, 75	3, 90
Hyposulfite d'entretien, 50 livres par semaine, à 6 cents la livre (700 fr. la tonne), soit par jour et par tonne.	0, 06	0, 51
Entretien et divers	0, 69	3, 59
TOTAUX.	6 \$ 50	33 fr. 80

Le coût d'extraction du minerai et de son transport de la mine au moulin étant, dans la localité choisie, de 2 \$ 50 par tonne et la valeur contenue étant en moyenne de 50 \$, on peut calculer le bénéfice réalisé en estimant que la perte de métal précieux est d'environ 15 pour 100.

Nous donnerons encore, d'après Hofman, le prix de revient du traitement par le procédé Patera tel qu'il ressort des chiffres obtenus à l'usine de *Parral* (Mexique).

FRAIS DE LIXIVIATION AU MEXIQUE.

DÉSIGNATIONS DIVERSES	PRIX EN DOLLARS rapportés au travail de chaque cuve d'une capacité de 8 T 5 (tonn. de 206 kg)	PRIX EN FRANCS par tonne métrique
<i>Main-d'œuvre.</i>		
Chargement et déchargement des cuves.	1 \$	} 3 ^{re} 20
2 ouvriers au travail des cuves à 1 \$	2	
1 ouvrier pour la préparation du sulfure de calcium.	0, 75	
1 — pour le grillage des précipités	1	
<i>Réactifs.</i>		
Soufre, 59 lbs à 0 \$ 06	3, 75	} 5, 14
Chaux, 180 lbs à 0 \$ 005.	0, 90	
<i>Combustibles.</i>		
Bois pour le grillage des précipités.	0, 50	0, 34
<i>Dépenses diverses.</i>		
Huile, filtres, outils.	1, 50	1, 02
Dépenses générales.	1, 78	1, 20
DÉPENSES TOTALES.	12 \$ 50	8^{re} 00

Dans cette localité le prix de revient du grillage aux fours à réverbère était estimé à 4\$,08 par tonne ou 21^{fr},20 ce qui portait à 30 francs environ par tonne le prix de revient total du traitement.

Pertes de métaux précieux. — Dans un traitement par lixiviation bien conduit, les pertes sont relativement moindres que dans un traitement par amalgamation.

Elles proviennent surtout des pertes au grillage et, en outre, de l'impossibilité matérielle de pousser assez loin les lavages pour *épuiser* pratiquement les résidus.

Pour donner une idée de la limite inférieure que l'on peut atteindre avec un minerai du genre de celui dont nous avons cité l'analyse et qui peut être pris comme type d'un minerai rebelle à l'amalgamation, nous réunirons dans le tableau suivant — extrait de la publication de Th. Egleston qui nous a guidé pour la rédaction de cette partie de notre travail — quelques données relatives au traitement dans le *Bertrand-Mill*.

TRAITEMENT PAR LIXIVIATION DANS L'USINE *Bertrand-Mill* (NEVADA, CALIFORNIE)

NUMÉRO du four	NUMÉRO de la charge	NUMÉROS des bacs	HEURES du lavage à l'eau	HEURES du lavage à l'hypo- sulfite	HEURES totales de lixiviation	TENEURS à l'essai par tonne en dollars	RICHESSE des résidus lavés au laboratoire	RICHESSE des <i>tailings</i> en dollars à la tonne
2	67	16	9 ^h 50	19 ^h 00	28 ^h 50	42 \$ 75	5 \$ 45	3 \$ 67
2	89	15	10,00	15,50	25,50	27,65	5.18	3,98
2	70	3	15,00	29,00	42,00	27,53	3.45	3,61
2	71	5	10,50	27,50	38,00	31,42	7.56	5,18
4	88	15	9,00	20,00	29,00	51,72	2.03	6,28
4	95	13	14,20	08,00	112,20	35,19	9.66	6,12
4	98	2	11,30	27,30	39,00	25,75	4.40	5,14
4	100	6	9,00	8,50	17,50	27,96	4.01	5,61

Richesse moyenne des 8 charges, 51 \$ 23 ou 162 fr. 40 par tonne.

— — des *tailings*, 4 \$ 50 ou 25 fr. 40 —

La perte en argent s'élevait donc, en réalité, dans l'ensemble de ces opérations à 14,40 pour 100 de la richesse primitive.

On peut poser en principe que, suivant la nature du minerai, on perd de 10 à 15 pour 100 de l'argent contenu.

La perte en or paraît, dans ce système, être moins considérable que dans les procédés d'amalgamation appliqués à des minerais analogues. On peut la chiffrer proportionnellement, comme la perte d'argent, à 10 ou 15 pour 100 de l'or contenu, tandis que dans l'exemple du *Lexington-Mill*, qui traite, par grillage et chloruration, des minerais rebelles, nous avons vu que si l'on extrayait 85 pour 100 de l'argent on ne recueillait, en revanche, que 55 à 60 pour 100 de l'or contenu.

§ 2. — TRAITEMENT PAR LIXIVIATION

SUIVANT LE PROCÉDÉ RUSSELL.

I. DESCRIPTION DE LA NOUVELLE MÉTHODE.

Introduction et historique. — Lorsque les minerais que l'on veut soumettre aux procédés de lixiviation contiennent une quantité considérable de bas-métaux, spécialement de plomb, la méthode que nous venons de décrire présente d'assez graves inconvénients.

Les hyposulfites, en effet, agissent comme dissolvants, aussi bien sur les sels des bas-métaux que sur les sels des métaux précieux, et les artifices que nous avons mentionnés ne sont plus suffisants pour éliminer ces bas-métaux ou pour éviter les pertes de réactifs employés pour leur précipitation.

D'un autre côté, le grillage chlorurant, opération préliminaire indispensable quand il s'agit de transformer en chlorures les métaux précieux contenus dans le minerai, doit être conduit de manière à obtenir le maximum de chloruration de ces métaux, puisque l'argent métallique et les autres combinaisons du métal précieux qui préexistent ou se forment pendant le grillage du minerai ne sont qu'imparfaitement solubles dans les solutions d'hyposulfites employées dans le procédé de lixiviation de von Patera. On peut même dire que la nécessité d'une complète chloruration du minerai a été la cause principale qui a causé un temps d'arrêt dans la voie de la substitution des procédés de lixiviation aux anciennes méthodes d'amalgamation; cette nécessité entraîne de grandes difficultés dans le grillage des minerais contenant une forte proportion de sulfures et spécialement de blende, et, tandis qu'une chloruration imparfaite rend en partie inefficaces les réactions utilisées pour la lixiviation, elle laisse aux réactions de l'amalgamation la facilité de se produire.

D'une part, en effet, si l'argent est en partie resté à l'état métallique ou à l'état de sulfure dans les produits du grillage, le mercure agit pour s'emparer du métal libre ou du métal combiné, et si le métal précieux est engagé dans des combinaisons complexes, les réactifs chimiques introduits en même temps que le mercure, dégagent, en partie, ainsi que nous l'avons expliqué, les métaux précieux de leur combinaison. Ce n'est, il est vrai, qu'aux dépens du mercure lui-même que ces réactions se produisent; mais, en définitive, la perte de mercure est compensée et au delà par la récupération de l'argent ainsi obtenue.

Nous avons vu que l'emploi des sels de cuivre, sur lequel sont basés non seulement l'antique procédé d'amalgamation au *patio*, mais aussi les divers procédés d'amalgamation aux *pans*, avait permis d'étendre aux minerais les plus compliqués le traitement par amalgamation; c'est encore à l'emploi d'un réactif auxiliaire du même ordre que l'on doit la transformation en voie de s'accomplir du procédé de lixiviation de von Patera. Mais de même que la

théorie scientifique de l'amalgamation est bien postérieure à l'introduction de cette méthode si féconde en résultats — puisqu'il a fallu des siècles pour s'apercevoir que le *magistral* d'autrefois ne devait son action effective qu'à la formation du chlorure de cuivre par voie de double décomposition du sulfate de cuivre et du chlorure de sodium — la théorie du nouveau procédé laisse encore la place à de nombreuses controverses. Ce que l'on peut seulement affirmer, c'est qu'il paraissait naturel d'ajouter un sel cuivrique à la dissolution d'hyposulfite, mais que personne ne l'avait fait jusqu'à ces dernières années et avant l'auteur du procédé que nous allons décrire. C'est donc à juste titre qu'on a donné à l'ensemble de la méthode le nom de son inventeur, et qu'elle est employée, en Amérique, sous le nom de *Russell's process*.

Au point de vue de l'extraction de l'or, qui devrait plus spécialement nous occuper, la lumière n'est pas aussi complète qu'au point de vue de l'extraction de l'argent. Cela tient à ce que parmi les établissements qui ont adopté la méthode nouvelle, il en est peu encore qui aient eu à traiter des minerais auro-argentifères.

Ce procédé occupe vivement, en ce moment, l'attention des métallurgistes américains. Très préconisé par les uns, il est vivement combattu par les autres.

Il s'est présenté comme devant répondre au besoin d'une méthode générale basée sur des règles fixes comme les procédés de fusion ou d'amalgamation qui ne nécessitent pas des séries de tâtonnements et de modifications constantes d'après la nature des minerais; en d'autres termes on croyait avoir trouvé, comme persistent à le penser l'inventeur et un certain nombre d'éminents métallurgistes, un procédé applicable suivant une marche déterminée à tout un ensemble de minerais dans des limites très étendues de composition et de teneur en métaux précieux.

Malheureusement le procédé ne semble pas avoir répondu à ces promesses. Introduit en 1884 à *Silver-reef* (Utah) en vue du traitement de tailings dont on ne pouvait rien retirer par les autres méthodes, il dut être abandonné à son tour. Les rendements en argent variaient de 40 à 60 %; c'était un progrès sur les autres traitements, mais ce n'était pas assez pour assurer des profits à l'entreprise. Il en a été de même à *Bullionville* (Nevada) et à *Flagler reduction works* (New-Mexico), où il avait été appliqué dans les mêmes conditions. Depuis, cinq autres essais ont été tentés: au *Sierra-Grande-mill* (*Lake-valley*, New-Mexico) l'insuccès a été attribué à l'installation du broyage et du grillage; à *Cusihui-riachic* (près Chihuahua, Mexique) un changement de direction aurait fait revenir au simple procédé Patera après un succès relatif du nouveau procédé; à *Sombrevete* (Mexique) l'insuccès a été complet dans une usine spécialement construite; de même à *Kingston* et à *Chloride* (New-Mexico).

Actuellement deux usines seulement appliquent industriellement le procédé Russell: l'une à *Las Yedras* (Mexique), où il fonctionne depuis novembre 1887, l'autre au *Marsal-mill* à *Park-city* (Utah)¹; mais deux autres usines se montent sous la direction de Russell, l'une près d'*Ouray*, l'autre près d'*Aspen* (Colorado),

1. Nous sommes redevables de la plupart des renseignements relatifs au procédé Russell à notre jeune camarade l'ingénieur des mines E. de Billy, qui, dans son voyage d'études en Amérique, a pu recueillir des renseignements précis sur le procédé en question.

cette dernière destinée à traiter sur l'échelle de 90 tonnes par jour les minerais de ce *camp minier* déjà célèbre, où les minerais tenant moins d'un kilogramme d'argent à la tonne ne peuvent supporter les frais de transport et de traitement aux usines de réduction de Denver.

Nous ne saurions en face des opinions contradictoires qui se sont fait jour porter un jugement définitif sur le procédé nouveau; il se peut qu'il traverse une crise dont il sortira victorieux, et nous sommes, dans tous les cas, d'avis qu'il faut plus de cinq ou six ans pour établir définitivement le succès ou l'insuccès d'une idée nouvelle.

Si la méthode, en tant que corps de doctrine, a été soumise à de vives critiques, son exposé complet nous semble néanmoins devoir être intéressant à reproduire, car c'est grâce à son application que les réactions compliquées de la lixiviation ont pu être éclaircies, et que l'on a pu se rendre compte des réactions accessoires qui paraissent devoir être nécessaires pour compléter l'ancienne méthode Patera et développer le champ des minerais auxquels la lixiviation peut s'appliquer avec succès.

Principe et formule du traitement. — Le principe sur lequel repose le traitement est la solubilité de l'argent natif, du sulfure d'argent et de ses composés arsenicaux et antimoniaux dans un *hyposulfite double de cuivre et de sodium* formé en ajoutant du sulfate de cuivre à une dissolution d'hyposulfite de soude¹. Le chlorure d'argent est soluble dans cet hyposulfite double, mais à un degré moindre que dans l'hyposulfite simple. On donne, en Amérique, le nom d'*extra-solution* à la solution d'hyposulfite cuprifère qui agit énergiquement sur tous les composés d'argent, mais dont l'action sur les composés aurifères n'est pas aussi bien définie. En effet, tandis que, d'une part, les auteurs qui se sont occupés de cette action des hyposulfites sur les composés aurifères et, entre autres, l'inventeur du procédé, soutiennent que l'*extra-solution* dissout les composés aurifères, ils ajoutent, néanmoins, que le pouvoir dissolvant, pour l'or, de l'hyposulfite de soude n'est pas accru par l'addition de sulfate de cuivre, tandis que, pour l'argent, l'accroissement est indiscutable, sauf en ce qui concerne le chlorure. Mais, d'autre part, ainsi que nous l'avons fait remarquer dans l'étude du procédé von Patera, la pratique a démontré les avantages de l'hyposulfite de chaux sur l'hyposulfite de soude toutes les fois qu'on a eu à traiter industriellement des minerais auro-argentifères, tandis que certaines expériences de laboratoire de Russell tendraient à prouver que l'or n'est pas mieux dissous par l'hyposulfite de chaux que par l'hyposulfite de soude.

Nous croyons, pour notre part, que dans les opérations de chimie industrielle, telles que les comportent les procédés de lixiviation, il intervient souvent des *actions de présence* dont il faut savoir tenir compte. Aucune expérience de laboratoire n'explique le fait de précipitation de l'or en même temps que l'argent par l'iodure de potassium dans le procédé Claudet, et, cependant,

1. La formation d'un hyposulfite double ne nous paraît avoir été démontrée par aucune expérience précise.

c'est souvent sous forme de précipité complexe que l'on retire les deux métaux précieux dans le traitement des pyrites de Rio-Tinto.

Nous admettrons donc comme fait d'expérience que les composés aurifères tels qu'ils se rencontrent dans les produits du grillage des minerais auro-argentifères, sont, au moins en partie, dissous dans l'hyposulfite double de cuivre et de sodium.

A côté de cette action dissolvante d'un nouveau réactif, vient se placer, dans la méthode, une autre action caractéristique découverte aussi par Russell, qui permet de neutraliser l'effet dissolvant des hyposulfites sur les bas-métaux; c'est la précipitation des sels de plomb à l'état de carbonate dans les liqueurs qui tiennent ce métal en dissolution. Si une dissolution de sulfate ou de chlorure de plomb dans l'hyposulfite de soude est traitée par du carbonate de soude, la précipitation du plomb à l'état de carbonate est si complète que l'hydrogène sulfuré ne donne pas trace de précipité dans la liqueur filtrée.

Lorsque d'autres métaux, cuivre, argent et or, sont tenus en dissolution en même temps que le plomb dans la liqueur d'hyposulfite, et que l'on ajoute du carbonate de soude, le plomb seul est précipité, tandis que tous les autres métaux restent en dissolution. De là, le moyen pratique de se débarrasser du plomb qui, non seulement abaisse fortement le titre des lingots obtenus, mais devient un obstacle sérieux dans le traitement par lixiviation ordinaire, lorsqu'il existe en proportion considérable dans le minerai, à cause des dépenses de réactif précipitant qu'il exige. Avec la précipitation par le carbonate de soude substituée à la précipitation par un sulfure alcalin, on obtient, en effet, un sous-produit dont la valeur marchande est ordinairement égale à celle du réactif employé¹.

La formule du traitement comprend les opérations suivantes :

- a. Broyage et grillage du minerai ;
- b. Lixiviation avec une *dissolution normale* d'hyposulfite de soude ;
- c. Traitement du minerai lixivié par une *extra-solution* d'hyposulfite de soude cuprifère ;
- d. Précipitation du plomb par le carbonate de soude ;
- e. Précipitation de l'or, de l'argent et du cuivre ;
- f. Traitement des sulfures précipités.

Si le traitement doit être appliqué à des minerais pauvres ou à des résidus d'anciens traitements, le broyage et le grillage peuvent être quelquefois évités, et si le minerai ne tient pas de chlorures, la lixiviation à l'hyposulfite simple n'est même pas indispensable.

a. BROYAGE ET GRILLAGE DES MINERAIS.

Nous ne reviendrons pas en détail sur ces opérations déjà suffisamment

1. Malgré l'originalité de cette découverte industrielle, il ne paraît pas qu'elle ait réalisé des résultats économiques appréciables, puisque dans l'usine même de *Park-City* cette partie du traitement n'est plus, aujourd'hui, en usage.

étudiées; nous avons fait ressortir les avantages que paraissent présenter les cylindres broyeur sur les pilons dans le traitement par lixiviation, nous ajouterons seulement que dans le cas de minerais très finement imprégnés il y aurait, peut-être, avantage à combiner les deux systèmes.

Comme jusqu'ici c'est surtout aux *tailings* que l'on s'est adressé pour le procédé Russell, on n'a guère eu à se préoccuper du broyage.

Quant au grillage, nous devons rappeler que plus la température est élevée et plus l'opération est prolongée, moins on extrayait de métaux précieux. Quelle que soit donc la forme du four à laquelle on s'arrête, il est convenable de restreindre autant que possible la durée proprement dite du grillage dans les fours, en laissant l'action chlorurante se prolonger dans les fosses de refroidissement. Quant à la quantité de sel à ajouter, il paraîtrait résulter des expériences de Russell que la perte d'argent au grillage, toutes choses égales d'ailleurs, est moindre quand la proportion de sel est élevée.

Pour certains minerais pauvres on peut se dispenser de l'emploi de sel, et se contenter d'un grillage oxydant avant de passer à la lixiviation. Des minerais oxydés peuvent même être traités sans grillage, et si l'extraction des métaux précieux n'est pas, en ce cas, parfaite, il peut être en réalité plus profitable d'en perdre une partie que de faire une dépense de sel et de combustible quelquefois assez élevée. Dans la classe des minerais oxydés il ne faut pas comprendre ceux dans lesquels l'argent est contenu dans le plomb carbonaté ainsi que l'on en voit souvent des exemples dans les gisements des États-Unis. Le minerai doit, en ce cas, toujours être grillé, car le carbonate de plomb est insoluble dans les liqueurs de lixiviation et l'argent qu'il renferme resterait inattaqué.

b. LIXIVIATION DES MINERAIS CRUS OU GRILLÉS AVEC LA LIQUEUR NORMALE D'HYPOSULFITE DE SOUDE.

Description des appareils. — Les bassins employés sont, comme dans le procédé von Patara, construits en bois et goudronnés. Ils sont généralement construits de façon à pouvoir les vider à l'aide d'un courant d'eau, suivant le type que nous avons décrit (p. 152). On construit en Europe des bacs en maçonnerie de briques revêtus de ciment de Portland qui résistent bien aux liqueurs salines dans le traitement du cuivre par voie humide. De pareils bacs, susceptibles d'atteindre de plus grandes dimensions que les bacs en bois pourraient être employés à l'occasion. Les bassins en bois, généralement circulaires, ont de 10 à 15 pieds (3 à 4^m,50) de diamètre, leur profondeur varie de 1 à 2 mètres.

Les bassins où l'on emmagasine les liqueurs sont pourvus d'un serpentín en plomb permettant de chauffer les solutions à l'aide de la vapeur; le tuyau du serpentín ainsi que les tuyaux de raccord ou de vidange ont 0^m,075 de diamètre; des bouts de tuyaux de caoutchouc munis d'une pince à vis se placent sur chaque branchement correspondant aux bacs de lixiviation.

Les tuyaux de décharge de ces derniers bacs sont également en caoutchouc;

on les tient relevés sur le côté de la cuve jusqu'au moment où s'opèrent la filtration et la décharge; ils déversent les liqueurs dans une conduite générale en fer bitumée à l'intérieur et à l'extérieur.

Composition de la liqueur normale. — Ainsi que nous l'avons dit, Russell préconise l'emploi de l'hyposulfite de soude à l'exclusion de l'hyposulfite de chaux. Sa *liqueur normale* est une dissolution d'hyposulfite de soude tenant 1,50 % d'hyposulfite dans une eau où l'on a ajouté plus ou moins d'acide sulfurique dans le but de neutraliser les alcalis et la chaux qui pourraient provenir de la pulpe grillée.

La liqueur normale a une action notable sur les sels de plomb et de cuivre; mais le coefficient de solubilité est faible pour le plomb, pour peu que les liqueurs soient diluées et employées à basse température, c'est-à-dire au-dessous de 50° C. Quant au cuivre, il est impossible d'en empêcher la dissolution.

Pour les minerais crus on se sert d'une solution dont la température varie de 40 à 65° C. Pour les minerais grillés donnant à la première eau de lavage une réaction alcaline, on emploie généralement la liqueur complètement froide; enfin, pour les minerais grillés à réaction acide on emploie, au moins pour le deuxième lavage à la liqueur normale, celui qui suit le lavage à l'*extra-solution*, une liqueur normale chaude, le premier lavage étant fait à froid.

La liqueur normale est préparée à l'avance dans des cuves spéciales servant de réservoirs (*storage tanks*). En général, on la prépare au titre de 1,5 au début, soit avec 15 kilogrammes d'hyposulfite par mètre cube, et c'est au cours du traitement qu'on l'amène au titre voulu par des additions d'eau ou de cristaux.

La liqueur normale s'altère, pour plusieurs causes, au cours du traitement. D'abord elle se charge d'impuretés: des sels de soude (chlorure, sulfate) qui n'ont pas d'autre influence nuisible que d'augmenter de 2 à 3 % le volume d'eau nécessaire par tonne de minerai, puis des sels de chaux provenant du gypse qui pouvait exister dans le minerai ou du calcaire de la gangue, enfin de sels de plomb.

De plus, l'absorption d'oxygène décompose l'hyposulfite et affaiblit la solution. Des expériences faites à *Park-city*, sur une cuve de solution dont la hauteur était égale à une fois un quart le diamètre, ont montré qu'en 35 jours la quantité de 7,5 % de l'hyposulfite total était décomposée; la vitesse de décomposition dépend naturellement de la surface exposée à l'air.

Il faut donc par des essais chimiques — les essais au pèse-liqueurs ne prouvant rien à cause de la proportion variable de sels dissous — vérifier fréquemment le titre de la liqueur et ajouter de l'hyposulfite à mesure que la liqueur s'affaiblit. On emploie, en général, pour ces essais le dosage volumétrique par l'iode.

Nous avons indiqué l'influence nuisible des alcalis et de la chaux donnant une réaction alcaline au produit du grillage de certains minerais; c'est là un des inconvénients auxquels le lavage à l'*extra-solution* avait, suivant les idées de Russell, l'avantage de remédier. L'efficacité de la saturation par le cuivre de la liqueur normale ou par l'acide en excès que renferme presque toujours le sulfate de cuivre ne nous paraît pas être très topique puisque, dans le cas de

minerais à réaction alcaline, on recommande d'additionner la liqueur normale d'une certaine quantité d'acide sulfurique à 66°B (170 à 500 grammes par tonne).

L'emploi de cuves de grandes dimensions paraît avoir une influence favorable sur la bonne application des liqueurs.

Dans le projet d'usine sur une grande échelle dressé par Russell destinée à un traitement journalier de 90 tonnes, dont la planche ci-après (voir Pl. XVIII, fig. 45) donne la reproduction, on compte qu'il faut disposer d'un volume de liqueur normale de 98 mètres cubes, tandis que pour une usine d'une vingtaine de tonnes, la quantité de liqueur disponible devrait être d'une quarantaine de mètres cubes.

Mode de travail. — On commence d'abord par un lavage à l'eau pure, ainsi que nous l'avons expliqué dans le paragraphe précédent, surtout si les minerais ont été soumis à un grillage chlorurant, les eaux de lavage pouvant, en ce cas, être précipitées par de la ferraille qui précipite le cuivre et la petite quantité d'argent qui a pu être dissoute. Dans tous les cas on imbibe d'abord le minerai à l'eau pure. Avant de commencer le lavage à l'hyposulfite on doit tenir compte du volume d'eau de saturation qui varie suivant chaque espèce de minerai; ce volume exprime la quantité d'eau qui peut être absorbée par le minerai avant que l'eau introduite par en bas atteigne la surface de la pulpe. Ce volume de saturation varie de 200 à 280 litres par tonne pour les minerais crus ou les tailings, et de 300 à 450 litres par tonne pour les minerais grillés.

L'objet principal est de dissoudre le chlorure d'argent, soit qu'il préexiste dans le minerai, soit qu'il ait été formé dans le grillage.

Il faut en tout cas veiller avec attention à ce que la pulpe n'ait pas le temps de sécher; s'il se produit quelques fentes de retrait, il faut les boucher avec grand soin avant d'admettre la liqueur normale, sous peine de nuire à la régularité de la lixiviation.

Dans le cas ordinaire d'un lavage à l'*extra-solution* succédant à un premier lavage à la *liqueur normale* on ne fait pas *circuler* les liqueurs de lavage à l'hyposulfite et on les envoie directement aux cuves de précipitation; cependant quelquefois on repasse sur le minerai la liqueur qui s'écoule. Cette pratique est essentielle pour l'*extra-solution* ainsi que nous allons le voir, et dans ce but on emploie souvent une pompe mise en relation avec le tuyau du fond du bac. Cette pompe, appelée en Amérique *Allen lead-lined syphon pump*, est analogue aux *Kaerting* de nos fabriques de produits chimiques. Elle agit d'après le principe des injecteurs; elle produit et maintient un vide sous le filtre en toile et draine vivement la solution, en même temps qu'elle maintient cette dernière à la température requise pour une bonne dissolution. Avec le plus petit numéro de cette pompe qui, en Amérique, coûte 22 \$ on obtient un drainage sur une hauteur de minerai de 1^m,20 à raison de 1200 à 1500 litres par heure suivant le degré de finesse du minerai.

Si l'on veut se dispenser de l'emploi d'engins mécaniques on doit arranger un système de bacs en cascades de façon que les liqueurs puissent passer de l'un à l'autre par la simple gravité.

Quant au volume de *liqueur normale* employé par tonne de minerai, il varie

de 2 mètres cubes à 2^m^c5, et la consommation d'hyposulfite varie, suivant la nature du minerai, de 750 grammes à 3^k^g500 par tonne, et le temps employé à la circulation des liqueurs varie de 12 à 30 heures.

C. LIXIVIATION AVEC L'EXTRA-SOLUTION D'HYPOSULFITE CUPRIFÈRE.

L'extra-solution a pour effet, ainsi que nous l'avons expliqué, de dissoudre tous les composés des métaux précieux restés insolubles dans l'hyposulfite de soude et en outre, dans la pensée de Russell, elle a pour but de neutraliser l'effet de la chaux libre et des alcalis.

A propos de la dissolution des sulfures il n'est pas inutile de rappeler les expériences suivantes d'Alexandre Dubois : une dissolution de chlorure d'argent dans l'hyposulfite de soude tenant 800 milligrammes d'argent, ayant été laissée en digestion avec des sulfures de fer, de zinc et de plomb tenant 3 milligrammes d'argent seulement, les sulfures coupellés, après filtration et lavage, accusaient une teneur de 232 milligrammes d'argent. Donc, non seulement les sulfures sont insolubles dans l'hyposulfite, mais encore ils précipitent une portion de l'argent dissous.

L'action de l'extra-solution est probablement de décomposer les sulfures métalliques, d'empêcher ainsi leur action sur l'hyposulfite d'argent et de redissoudre l'argent précipité. C'est ce qui explique l'avantage qu'on trouve dans l'emploi de l'extra-solution dans le cas de minerais crus ou imparfaitement grillés.

L'extra-solution se prépare par l'action d'un volume de liqueur normale sur des cristaux de sulfate de cuivre; mais le mode de préparation varie avec les divers minerais.

Pour les minerais crus, où la liqueur extra est, en général, versée sur la pulpe sèche, il faut préparer cette liqueur dans des cuves spéciales. En ce cas la teneur en hyposulfite doit être au moins double de la teneur en sulfate de cuivre, soit 0,7 à 1,1 de sulfate et 1,5 à 2,3 % d'hyposulfite. On commence par verser dans la cuve un tiers de la liqueur normale qui doit servir à la préparation; puis on place le poids calculé de cristaux dans une boîte à fond percé de trous au-dessus de la cuve, et on fait passer le reste de la liqueur normale sur les cristaux. Ces précautions ont pour but d'éviter la formation de sous-sels jaunes de cuivre qui se redissoudraient difficilement.

Pour les minerais grillés, comme la lixiviation à l'extra-solution est toujours précédée d'un lavage à l'eau et presque toujours d'un lavage à la liqueur normale, on peut préparer directement l'extra-solution dans la cuve de lixiviation. On place alors les cristaux de sulfate de cuivre dans une boîte au-dessus de la cuve et on y fait passer tout le volume nécessaire de la liqueur normale. S'il se précipite des sous-sels jaunes à la surface de la pulpe, au début de l'opération, ils se redissolvent dans la suite.

Dans le cas de minerais grillés à réaction acide, les règles sont à peu près les mêmes que pour les minerais crus, au point de vue des proportions relatives de sulfate de cuivre et d'hyposulfite.

Dans le cas de minerais grillés à réaction alcaline la teneur en hyposulfite doit être au moins triple de la teneur en sulfate; on a reconnu l'avantage, en ce cas, d'augmenter le volume des liqueurs et d'en affaiblir la teneur, qui n'est plus que de 0,1 à 0,33 % en sulfate.

Le volume de l'extra-solution employée varie avec les divers minerais et dépend du *volume de saturation* de ce minerai, en donnant à cette dernière appellation le sens que nous avons indiqué.

Pour les minerais crus et les tailings le volume de l'extra-solution, si elle est employée en premier lieu, est à peu près égal au volume de saturation et un peu moindre si elle suit une première lixiviation à la liqueur normale.

Cette proportion est aussi à peu près la même pour la pulpe grillée à réaction acide, tandis que, pour la pulpe grillée à réaction alcaline, il faut compter qu'elle atteindra de 4 à 6 fois le volume de saturation.

Une extra-solution faite avec de l'hyposulfite de chaux agit aussi énergiquement que celle qui est produite avec l'hyposulfite de soude, tandis qu'il semblerait que l'hyposulfite de potasse aurait une action moins effective.

Elle doit être aussi neutre que possible, car un acide décompose l'hyposulfite de cuivre en sulfure de cuivre et en acide sulfurique lorsqu'on chauffe à 50°. En excès de base et notamment de chaux, qui peut exister dans le minerai grillé, doit également être évité, et l'on doit préalablement saturer par de l'acide sulfurique si la chaux est en abondance; le sulfate de cuivre toujours un peu acide suffit pour effectuer la saturation dans la plupart des cas.

Comme l'extra-solution est assez instable, on ne doit pas la garder longtemps en stock, et on ne la compose qu'au fur et à mesure des besoins du traitement.

Conduite du travail. — On fait arriver d'abord l'extra-solution sur le minerai de manière à le recouvrir d'une couche liquide ayant environ le tiers de la hauteur de la charge elle-même, sauf dans le cas de minerais à réaction alcaline où elle atteindra une fois et demie à trois fois la hauteur de la charge; on arrête alors sa venue et l'on abaisse le tuyau de décharge pour laisser opérer la filtration. Lorsque le niveau du liquide n'est plus qu'à 0^m,05 de la surface du minerai, on relie le tuyau de décharge avec la pompe-injecteur et on relève ainsi la solution après son filtrage dans le minerai. On maintient ainsi la solution en rotation pendant 4 ou 6 heures, en ayant soin d'ajouter une certaine quantité de solution normale d'hyposulfite, si la quantité d'extra-solution n'est pas suffisante pour maintenir l'équilibre. Au bout de ce temps on procède à un nouveau lavage avec la dissolution d'hyposulfite ordinaire, terminé par un lavage à l'eau.

L'ensemble de tous ces lavages opérés dans le même bac sur le minerai dure de 16 à 36 heures. Des essais pratiqués sur les liqueurs indiquant, du reste, le temps nécessaire pour chaque sorte de minerai. La vidange des bacs s'opère, ainsi qu'il a été dit précédemment, au moyen d'un courant d'eau. On pourrait se demander pourquoi l'on ne se dispense pas de la première lixiviation. C'est un fait d'expérience que l'emploi alternatif des deux solutions donne, au point de vue de l'extraction plus complète des métaux précieux, de meilleurs résultats que l'emploi exclusif de l'extra-solution.

Quelquefois même l'expérience a montré qu'il était avantageux d'invertir l'ordre des lavages.

Ainsi pour des minerais grillés à réaction alcaline on a reconnu qu'il valait mieux employer l'extra-solution avant la liqueur normale et immédiatement après le premier lavage à l'eau. On la passe alors froide et à faible teneur (moins de 1 % de sulfate de cuivre), en grande quantité et sans la faire *circuler*. Puis, lorsque la totalité de l'extra-solution, c'est-à-dire, ainsi que nous l'avons vu, un ensemble de 3 à 6 volumes de saturation, a passé sur la pulpe on fait passer la liqueur normale et enfin la dernière eau de lavage.

Le lavage final, qui doit être pratiqué dans tous les cas pour entraîner hors de la cuve le volume de liqueurs contenant des réactifs qui saturent la pulpe, se fait en laissant couler complètement les liqueurs, puis en admettant un volume d'eau égal au volume de saturation, et laissant filtrer de nouveau jusqu'à refus pour envoyer les liqueurs filtrées aux cuves de précipitation.

La dissolution des bacs peut contenir de l'arsenic, de l'antimoine, du plomb, du cuivre et de la chaux indépendamment des métaux précieux. L'arsenic et l'antimoine proviennent des composés de ces métaux existant dans les minerais grillés; le plomb, du sulfure de plomb préexistant ou des sels formés pendant le grillage et imparfaitement lavés; le cuivre, de l'extra-solution et des chlorures de cuivre formés pendant le grillage. Si l'on a opéré sur des minerais crus, les carbonates de cuivre qui peuvent exister dans le minerai fournissent leur contingent de cuivre à la dissolution.

Si les lavages ont été opérés dans les conditions indiquées, il est rare de trouver dans les liqueurs finales plus de 2 à 3 kilogrammes de bas-métaux par tonne de minerai; cette faible quantité serait néanmoins suffisante pour abaisser considérablement le titre des lingots; aussi, dans ce procédé, a-t-on eu recours à l'opération caractéristique de la précipitation du plomb par le carbonate de soude.

d. PRÉCIPITATION DU PLOMB PAR LE CARBONATE DE SOUDE.

Purification du réactif. — Ainsi que nous l'avons expliqué, la réaction utilisée dans cette partie des opérations est la propriété que possède le carbonate de soude de précipiter complètement le plomb dans les dissolutions d'hyposulfite.

On peut employer soit la soude brute, soit les cristaux de carbonate de soude pur. Dans le premier cas, on doit neutraliser les corps qui accompagnent le carbonate de soude dans le produit marchand. On sait, en effet, que la soude brute contient soit de la soude caustique, soit du sulfure de sodium; le sulfure de sodium, en particulier, précipiterait les métaux précieux en même temps que le plomb. Pour se débarrasser des composés nuisibles on fait d'abord dissoudre la soude brute dans de l'eau contenant 1,50 pour 100 d'hyposulfite de soude, et on la fait bouillir avec du soufre qui transforme la soude caustique et le sulfure de sodium en hyposulfite de soude et polysulfure de sodium. Ce dernier est précipité par du sulfate de cuivre; le sulfure de cuivre étant insoluble dans la liqueur d'hyposulfite, on n'a qu'à décantier la liqueur pour

obtenir, en définitive, une solution ne contenant que du carbonate de soude et de l'hyposulfite de soude.

La séparation du plomb par le procédé Russell rend l'emploi de l'hyposulfite de soude absolument indiqué, de préférence à l'hyposulfite de chaux, car la chaux de la dissolution serait précipitée en même temps que le plomb par le carbonate de soude. Comme, en définitive, il n'est pas indispensable de précipiter préventivement le plomb et qu'il y a toujours moyen de coupeller les lingots plumbeux, nous ne voyons pas que l'emploi de l'hyposulfite de chaux doive être absolument proscrit, si, comme le pensent certains auteurs, ce réactif dissout mieux l'or que l'hyposulfite de soude.

En tout état de cause, lorsque l'on veut précipiter le plomb on emploie dans la pratique un poids de carbonate de soude égal au poids du plomb contenu dans le minerai.

Si l'on emploie du carbonate de soude produit par le procédé Solway, au lieu de soude brute, on peut se dispenser de l'opération de purification que nous avons indiquée. Aux États-Unis, le carbonate de soude par le procédé Solway est fabriqué aux environs de New-York et coûte 1, 4 cent la livre (150 francs environ la tonne).

Conduite du travail. — Les liqueurs de lixiviation sont conduites dans des bacs spéciaux et on les additionne de la quantité requise de liqueur de carbonate de soude pur ou purifié. On brasse les liqueurs avec des rables en bois, ou mieux, à l'aide d'un agitateur mécanique. Le carbonate de plomb se dépose rapidement et en moins d'une heure la liqueur claire peut être décantée et envoyée aux bacs de précipitation. On laisse le précipité s'accumuler pendant plusieurs charges, on l'enlève ensuite soit à la main, soit à l'aide d'une pompe, à l'état de bouillie. On le fait passer ensuite sous un filtre-presse. Nous indiquerons l'emploi d'une *essoreuse* qui est d'un usage commode et que nous avons pratiqué en France, avec succès, dans un cas analogue.

Le carbonate de plomb parfaitement séché est un produit marchand, car, ainsi obtenu, il est d'une grande pureté et ne contient aucun autre métal, à l'exception d'une trace d'argent et d'une certaine quantité de chaux, s'il en existait dans les eaux de lixiviation. En quelques cas, la vente de ce sous-produit peut procurer un certain bénéfice, mais généralement elle compense la dépense de carbonate de soude. En tout état de cause la précipitation du plomb permet d'obtenir, dans l'opération suivante, des sulfures parfaitement exempts de plomb.

c. PRÉCIPITATION DES MÉTAUX PRÉCIEUX.

Réactif employé. — Le réactif employé pour précipiter le cuivre, l'argent et l'or, restant dans la dissolution d'hyposulfite après la précipitation du plomb, est le sulfure de sodium. On le produit en faisant bouillir de la soude hydratée avec du soufre. Le sulfure de calcium obtenu en faisant bouillir de la chaux avec du soufre peut paraître, au premier abord, d'un emploi plus économique, eu égard au bas prix de la chaux et au prix souvent fort élevé de la soude

caustique. Néanmoins, des expériences prolongées, exécutées parallèlement au *Cusiuhiriachic-Mill* (Mexique) sur du minerai tenant en moyenne 35 onces d'argent (1 kilogramme environ) à la tonne, ont fait voir que, malgré la différence considérable entre les prix des matières premières employées, — puisque la chaux caustique revenait, dans cette localité, à 1 cent la livre et la soude caustique à 10 cents — l'économie était encore assez notable en faveur de ce dernier réactif.

Pour fixer les idées, nous dirons que par chaque tonne de minerai traité on employait 4,4 livres de soude caustique et 2,9 livres de soufre, tandis qu'il fallait pour la même quantité 21 livres de chaux caustique et 9,3 livres de soufre.

Dans le moulin cité ci-dessus une chaudière en fonte de $2\frac{1}{2} \times 3' \times 6'$ dans laquelle l'ébullition est maintenue pendant une demi-heure, suffit pour fournir le liquide précipitant nécessaire dans un traitement journalier de 150 tonnes, tandis que 4 appareils de même dimension devaient être maintenus en travail de jour et de nuit pour obtenir le sulfure de calcium nécessaire.

La solution de sulfure ne doit pas être conservée en stock parce qu'elle s'altère à l'air.

On doit agiter les liqueurs vigoureusement, après l'addition du réactif précipitant, et avoir soin de n'ajouter que juste la quantité de sulfure nécessaire à la précipitation des métaux, car les liqueurs sont de nouveau employées après la précipitation et ne doivent pas tenir de sulfure en excès. Si l'essai démontrait la présence d'un excès de sulfure de sodium, on ajouterait une certaine quantité de la liqueur d'argent pour neutraliser l'excès de sulfure. Comme les liqueurs sont en roulement continu, l'excès d'argent, que l'on pourrait introduire par cette addition, ne serait pas perdu.

f. TRAITEMENT DES PRÉCIPITÉS.

On effectue successivement plusieurs précipitations dans le même bac, en décantant à chaque fois la liqueur claire qui passe dans le roulement pour une nouvelle lixiviation; lorsqu'une certaine quantité de sulfures s'est accumulée, on l'enlève et on la passe au filtre-presse.

Ces sulfures peuvent être traités dans l'usine ou vendus.

Dans le premier cas on les dessèche et on les grille, ainsi qu'il a été dit dans le paragraphe précédent, pour les fondre et obtenir une masse très riche en argent. Le grillage doit, dans ce cas, être conduit de manière à laisser dans le résidu grillé une proportion de soufre suffisante pour la formation de la matte cuivreuse. On peut encore se dispenser du séchage et du grillage en attaquant les sulfures humides par de l'acide sulfurique à 66° B additionné de nitrate de soude. L'argent et le cuivre sont dissous, il reste un résidu contenant l'or et un peu de chlorure d'argent provenant de l'impureté des réactifs; ces résidus sont accumulés et fondus à part avec réactifs réducteurs.

Dans l'attaque, il se forme une certaine quantité de soufre qui surnage et que l'on ramasse pour fabriquer de nouveau le sulfure de sodium.

Le sulfate d'argent est précipité par des feuilles de cuivre à l'état de ciment; ce ciment est séché et fondu en lingots.

Quant à la dissolution de sulfate de cuivre, comprenant celle qui existait avant la précipitation de l'argent et celle qui se forme dans la cémentation, on la fait cristalliser. Une portion du sulfate de cuivre est employée pour former l'extra-solution, le reste est vendu ou *cémenté* avec du fer.

II. DISPOSITIONS D'ENSEMBLE ET FONCTIONNEMENT D'UNE GRANDE USINE DE LIXIVIATION.

Malgré les restrictions que nous avons dû apporter sur l'emploi du procédé Russell, que l'on a eu peut-être le tort de présenter comme devant être partout employé suivant une formule unique, il nous paraît intéressant de montrer les dispositions d'ensemble d'une grande usine de lixiviation telle que la comprend l'auteur du procédé. Que l'on se serve ou non d'extra-solution, ou que l'on arrive à appliquer l'action des sels cuivriques sous une autre forme, ou même que l'on trouve de nouvelles réactions dissolvantes, le dispositif figuré dans la Planche ci-contre (Pl. XVIII, fig. 45), suivant les plans fournis par l'auteur du procédé, représentera toujours un ensemble utile à étudier et permettant la comparaison avec le type de grande usine d'amalgamation que nous avons précédemment esquissé (voir Pl. XV, fig. 40). Ce dispositif peut, d'ailleurs, s'appliquer à une méthode quelconque de lixiviation. Cette usine, dans la pensée de l'auteur du projet, permet le traitement journalier de 90 tonnes.

Le broyage du minerai après séchage dans les *kilns* est effectué par des cylindres broyeurs. Si l'on adoptait le système de bocards à sec, le dispositif usité au moulin de *Lexington* (voir Pl. X fig. 00) devrait être suivi.

Le mouvement des matières broyées s'effectue, comme dans cette dernière localité, à l'aide de vis d'Archimède et de chaînes à godets.

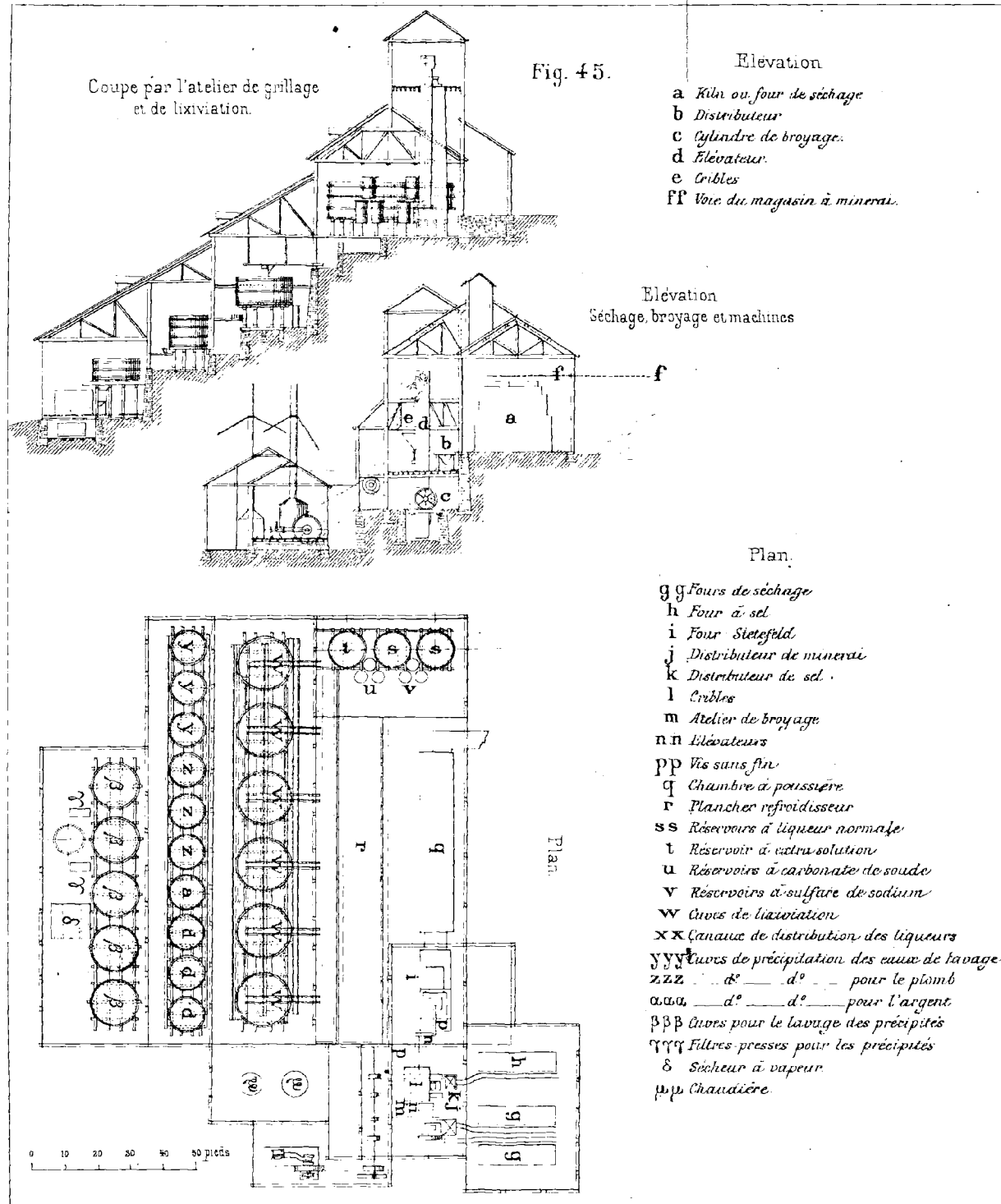
Le four de grillage est un four Stetefeld, auquel Russell donne la préférence et dont nous avons montré certains avantages.

Dans l'usine de *Park-city*, déjà citée, le grillage est effectué à l'aide d'un four Howell. Au-dessous du four Stetefeld sont deux trappes, l'une sous la cuve, l'autre sous le carneau descendant, à l'aide desquelles les wagonnets se chargent de pulpe grillée qu'ils vont déverser sur le *cooling-floor*. Nous ne reviendrons pas sur l'utilité de cette manipulation qui permet la continuation de la chloruration en dehors du four.

Les cuves de lixiviation sont de grandes dimensions et capables de traiter à la fois 45 à 50 tonnes.

Elles sont disposées à des niveaux différents. Au niveau supérieur sont les réservoirs à *liqueur normale* et à *extra-solution*, les cuves à carbonate de soude et celles où se prépare et se conserve le sulfure de sodium. Au niveau intermédiaire sont les cuves de lixiviation; au niveau inférieur les cuves de précipitation.

Enfin, au dernier niveau les cuves où l'on dirige le précipité du niveau inférieur pour la seconde décantation, les deux filtres-presses, l'un pour le précipité



Auto-imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

de carbonate de plomb, l'autre pour les sulfures d'or et d'argent, les cuves où l'on reçoit les liqueurs décantées, celles qui s'écoulent des filtres-presses, et où on les neutralise avant de les renvoyer au niveau supérieur.

Nous ne reviendrons pas sur le fonctionnement des divers appareils communs à cette méthode et aux méthodes d'amalgamation, ni sur le détail des opérations suffisamment indiquées dans les paragraphes précédents, nous bornant à quelques règles générales dont l'observation pour la réussite des opérations est indépendante du système adopté, et à celles qu'entraîne le développement exceptionnel de l'usine en question.

La pulpe doit toujours être pesée avant d'être chargée dans les bacs; c'est une opération nécessaire pour se rendre un compte exact de la marche des opérations et pour discerner à quel moment se sont produites les pertes si on en découvre.

La charge dans les grandes cuves est une longue opération, car il ne faut pas moins de 12 heures pour les remplir jusqu'à la hauteur qui laisse au-dessus d'elle la place pour le liquide de lixiviation.

En outre, on pourrait craindre que la *vitesse de filtration* ne fût fortement diminuée par une exagération de hauteur; c'est bien le cas de certains minerais crus; mais avec un minerai parfaitement grillé on a reconnu que la hauteur de la charge n'a pas d'influence sensible et que l'on peut sans inconvénient atteindre 4^m,80 de hauteur.

Lorsque la cuve est disposée pour être déchargée par *sluicage* suivant les indications déjà données (voir p. 152) 2 heures suffisent pour évacuer les résidus, tandis qu'il faut compter au moins 12 heures si l'on décharge à la pelle.

Nous avons fait ressortir d'une manière générale l'avantage des grandes cuves au point de vue de l'efficacité de la lixiviation et de l'économie des réactifs; on a calculé, en outre, que l'économie de main-d'œuvre résultant de ce chef entre une usine de 22 cuves de 8 tonnes, comme c'était le cas à l'usine de *Cusi-huiriachic*, et une usine de 6 ou 7 cuves de 45 tonnes, n'est pas moins de 50 %. De même pour les dépenses de laboratoire. Quant à l'économie de main-d'œuvre apportée par la méthode de *sluicage* appliquée aux cuves, elle peut s'évaluer à 0\$,15 en moyenne par tonne aux États-Unis.

Dans une grande usine, voici les particularités du traitement des précipités : lorsque la liqueur est claire dans la cuve de précipitation on la décante de façon à laisser le moins de liquide possible dans la cuve, on répète cette opération pendant trois jours, puis on ouvre un orifice dans le bas de la cuve et on fait écouler le précipité dans les cuves disposées au niveau inférieur et qui sont calculées pour contenir les sulfures produits pendant une semaine de travail.

Dans ces dernières cuves on opère une seconde décantation, puis on met la cuve en communication avec une boîte à pression de vapeur en communication avec le filtre-presse. Les gâteaux que l'on recueille en ouvrant le filtre-presse tiennent encore 35 à 40 % d'humidité.

Les gâteaux de sulfure sont séchés dans un séchoir à vapeur lorsqu'ils doivent être expédiés et vendus à des usines de traitement au lieu d'être traités sur place.

Indépendamment des cuves en bois pour la dissolution, la lixiviation et la précipitation, dont les premières seules sont munies de serpentins à vapeur appliqués sur leurs parois, l'usine comporte des cuves en fonte pour la préparation du sulfure de sodium et des cuves en tôle pour conserver le carbonate de soude.

Le mouvement des liqueurs est assuré au moyen d'éjecteurs avec tuyaux de plomb et garniture en plomb-antimonié.

Une chaudière est nécessaire pour fournir la vapeur aux serpentins, aux éjecteurs et à la préparation du sulfate de sodium.

Nous n'entrerons pas dans la description complète des appareils de canalisation; l'essentiel, dans une usine de lixiviation, est d'assurer une circulation facile et économique, et le bon fonctionnement dépend, en première ligne, de l'habileté du chimiste qui dirige les opérations et, en second lieu, d'un grand nombre de détails très importants dans la pratique mais dont l'énumération sortirait du cadre de cette étude.

III. CONDITIONS ÉCONOMIQUES.

A. FRAIS DE TRAITEMENT DES MINERAIS CRUS ET DES TAILINGS.

Malgré l'insuccès relatif que nous avons constaté dans l'historique du procédé Russell pour le traitement, sans grillage préalable, des résidus d'anciennes exploitations — tentatives qui montrent d'ailleurs l'imperfection des méthodes d'amalgamation — il est intéressant de signaler les conditions économiques de ce procédé appliqué à des minerais crus ou à des tailings. Les sources auxquelles on peut puiser, en ce genre, sont en effet très développées.

Des quantités innombrables de mines fournissant des minerais précieux à basse teneur restent encore inexploitées dans le Nouveau Monde, et les tailings s'accumulent sans cesse dans les régions prospères des États-Unis.

Nous avons montré comment la simplicité des installations de lixiviation facilitait le problème pour des mines peu favorablement situées; les détails qui vont suivre montreront, en outre, quelques particularités relatives aux installations économiques à imiter, dans quelques cas, pour l'utilisation des tailings.

Nous choisirons l'exemple du traitement des tailings à *Bullionville* (Nevada).

Dans cette localité, 300 000 tonnes de tailings avaient été accumulées jusqu'en 1885, époque à laquelle le *Russell's process* y fut introduit. Une usine de lixiviation capable de traiter 175 tonnes de minerai par jour fut substituée à un ancien moulin; le coût de cette transformation ne s'éleva qu'à 8 000 \$. Un câble aérien du système Hallidie (avec baquets porteurs étagés sur toute la longueur du câble de un kilomètre) pouvant transporter 200 tonnes par jour fut établie du *dump* des tailings jusqu'à l'usine moyennant une dépense de 5 700 \$.

Les tailings y furent traités sans grillage, et voici quelques données relatives à la capacité des appareils et des réactifs employés :

Poids moyen d'un mètre cube de tailings secs.	1 400 kilogr.
Quantité d'humidité qu'ils renferment.	8 %
Volume des bacs	9 ^{m³}
Poids de la charge de tailings secs par bac	12 ^T ,50
Temps moyen employé pour remplir les bacs de minerai.	2 ^h ¹ / ₄
» » » pour la lixiviation à l'hyposulfite.	7 ^h ¹ / ₂
» » » pour la lixiviation à l'extra solution.	3 ^h ¹ / ₂
» » » pour le lavage à l'eau.	4 heures.
» » » pour la décharge à l'eau	0 ^h ³ / ₄
Temps entre deux charges consécutives.	18 heures.
Diamètre des bacs.	3 ^m ,50
Hauteur des bacs au-dessus du filtre.	1 mètre.
Épaisseur des douves et du fond du bac	0 ^m ,075
Quantité totale de solution en roulement pour un traitement de 175 tonnes par jour.	43 mètres.
Proportion d'hyposulfite en dissolution.	9 %
Proportion de solution ordinaire employée par tonne de minerai.	0 ^{m³} ,825
Proportion d'extra-solution.	0 ^{m³} ,180
Proportion d'eau de lavage.	0 ^{m³} ,360
Température des solutions.	40 à 50°

Nous résumerons dans le tableau suivant le coût du traitement des tailings traités sans grillage par le procédé Russell à *Bullionville* (Nevada).

TRAITEMENT PAR LIXIVIATION, PAR LE PROCÉDÉ *Russell*,
DE 50 TONNES DE TAILINGS PAR JOUR

DÉSIGNATIONS DIVERSES	PAR JOUR EN DOLLARS	PAR TONNE	
		EN DOLLARS	EN FRANCS
<i>Transport par câble :</i> (Travail de jour seulement).			
1 ouvrier pour charger les baquets à	2\$50	0 \$ 45	2 fr. 25
1 — — décharger.	2,50		
1 forgeron.	4 »		
1 charretier.	4 »		
1 ¹ / ₂ corde de bois.	4,80		
Réparations du matériel.	1,50		
TOTAL à reporter.		0 \$ 45	2 fr. 25

DÉSIGNATIONS DIVERSES	PAR JOUR EN DOLLARS	PAR TONNE	
		EN DOLLARS	EN FRANCS
<i>Report</i>		0 \$ 43	2 fr. 25
<i>Main d'œuvre de lixiviation :</i>			
2 ouvriers aux bacs à minerais à 5\$ »	6 »	0 \$ 57	2 fr. 96
1 ouvrier aux bacs de précipitation . . . 3 »	3 »		
1 — à la presse et au grillage . . . 2,50	2,50		
1 machiniste 4 »	4 »		
1 charpentier 3,50	3,50		
1 manoeuvre aux tailings 2 »	2 »		
1 veilleur 2,50	2,50		
1 essayeur 3 »	3 »		
1 aide 2 »	2 »		
<i>Produits chimiques et fournitures diverses :</i>			
2 1/2 livres hyposulfite de soude par tonne de minerais à 0 \$ 065 la livre (745 fr. la tonne), par tonne de minerais	8,45	0 \$ 785	4 fr. 08
3 livres sulfate de cuivre à 0 \$ 0725 la livre (830 fr. la tonne), par tonne de minerais	10,88		
5 livres de soufre à 0 \$ 0125 la livre (145 fr. la tonne), par tonne de minerais	1,87		
2 livres de chaux à 0 \$ 01 la livre (114 fr. la tonne), par tonne de minerais	1 »		
Coke, creusets, huile et réparations	7,50		
2 cordes de bois à 4 \$ 90 la corde	9,80		
<i>Frais généraux :</i>			
Bureau et direction	22 »	0 \$ 58	3 fr. 01
Taxes et assurances	3,50		
Fret des sulfures	1,50		
Dépenses diverses	2 »		
FRAIS TOTAUX par tonne de minerais			12 fr. 28

Lorsque l'on rapporte les frais à un traitement de 175 tonnes par jour, on arrive aux résultats suivants :

	Par jour.	Par tonne.
Frais de transport	47 \$ 70	1 fr. 45
Main-d'œuvre de lixiviation	42,00	1,25
Produits chimiques et fournitures diverses	89,98	2,68
Frais généraux	30,00	0,89
Total	209 \$ 68	6 fr. 25

B. FRAIS DE TRAITEMENT DES MINERAIS GRILLÉS.

Comme exemple des conditions économiques du traitement des minerais

grillés, nous réunirons dans le tableau suivant les données précédemment fournies et applicables à une grande usine destinée à traiter 90 tonnes de minerai par jour, suivant le procédé Russell.

FRAIS DE TRAITEMENT PAR GRILLAGE, CHLORURATION ET LIXIVIATION
DE 90 TONNES DE MINERAI PAR JOUR.

DÉSIGNATIONS DIVERSES	PAR JOUR EN DOLLARS	PAR TONNE	
		EN DOLLARS	EN FRANCS
MAIN-D'ŒUVRE.			
<i>Séchage, broyage aux cylindres et grillage au four Sietefeld.</i>			
(Par postes de 8 heures.)			
6 ouvriers sécheurs	à 2\$50 15 »	0 \$ 69	3 fr. 59
3 — chauffeurs	5 » 9 »		
9 — aux planchers refroidisseurs	3 » 27 »		
2 — aux cylindres broyeurs	3 » 6 »		
2 — pour le sel	2,50 5 »		
<i>Lixiviation.</i>			
4 ouvriers aux bacs	à 3 \$ » 12 »	0 \$ 29	1 fr. 50
2 aides	2,50 5 »		
2 ouvriers à la précipitation et au filtre- presse	3 » 9 »		
<i>Surveillance, machines et entretien.</i>			
1 superintendant	à 10 \$ » 10 »	0 \$ 65	3 fr. 38
1 contremaître de jour	5 » 5 »		
1 — de nuit	4 » 4 »		
3 machinistes et 1 charpentier	4 » 16 »		
1 forgeron	4 » 4 »		
1 aide	2 » 2 »		
1 essayeur	4 » 4 »		
1 charretier	4 » 4 »		
4 manœuvres	2,50 10 »		
FOURNITURES.			
<i>Produits chimiques.</i>			
325 livres soufre à 0 \$ 0125 la livre (143 fr. la tonne)	4 \$ 06	0 \$ 47	2 fr. 44
200 livres hyposulfite de soude à 0 \$ 065 la livre (745 fr. la tonne)	13 »		
175 livres soude caustique à 0 \$ 05 la livre (572 fr. la tonne)	8,75		
300 livres sulfate de cuivre à 0 \$ 725 la livre (850 fr. la tonne)	21,75		
TOTAL à reporter			

DÉSIGNATIONS DIVERSES	PAR JOUR EN DOLLARS	PAR TONNE	
		EN DOLLARS	EN FRANCS
<i>Report</i>		2 \$ 10	10 fr. 91
<i>Sel.</i>			
5 tonnes à 26 \$ la tonne	130 »	1 \$ 44	7 fr. 49
COMBUSTIBLE.			
12 cordes de bois aux sècheurs et au four Ste- tefeld, à 4 \$ 50 la corde	54 »	0 \$ 93	4 fr. 83
5 cordes pour les foyers des machines, id.	22,50		
Transport du bois	6,80		
FRAIS ACCESSOIRES.			
Graissage, réparations, essais, frais divers.	12 »	0 \$ 15	0 fr. 68
FRAIS GÉNÉRAUX SPÉCIAUX.			
Direction et bureau	27 »	0 \$ 30	1 fr. 56
FRAIS TOTAUX par tonne de minerai.		4 \$ 90	25 fr. 48

Dans l'estimation précédente n'est pas compris le coût du carbonate de soude pour la précipitation du plomb, ce coût étant supposé compensé par la revente du carbonate de plomb.

Il est à peine besoin de faire observer que ce prix de revient est pour ainsi dire théorique, et suppose les conditions usuelles des États-Unis. Il doit être modifié suivant les conditions de la main-d'œuvre et des réactifs dans la contrée où l'usine est établie. Au Mexique, par exemple, les réactifs chimiques coûtent bien souvent le double des estimations portées dans le tableau; la main-d'œuvre est, par contre, moitié moindre en général.

Si l'on tient compte des frais de transport de la mine à l'usine, non compris dans le tableau précédent, et des frais généraux on arrive facilement à un prix de revient de 6 \$,50 à 7 \$ par tonne pour l'ensemble du traitement.

C'est ce dernier prix de revient qui est accusé pour l'année 1889 par la compagnie de Daly qui a traité ses minerais par le procédé Russell dans l'usine de *Park-City* pendant cette période, conjointement à l'ancien procédé d'amalgamation, les deux tiers des minerais étant traités par lixiviation et l'autre tiers par amalgamation.

L'expérience ne paraît pas en faveur du procédé dans l'année dont il s'agit, car on constate une diminution de rendement et une augmentation dans le prix de revient ordinaire de l'amalgamation. L'expérience se poursuivant, on doit croire que les conditions s'amélioreront et il faut d'ailleurs faire observer que l'emploi simultané de deux méthodes dans la même usine est une condition de travail défavorable.

» Pour compléter les points de comparaison nous dirons que le prix de revient

total de l'extraction du minerai et du traitement dans l'usine de *Park-city* était dans la même année 1889 de 18 \$ 40.

Ce prix indique le minimum de teneur en métaux précieux que comporte, en général, un traitement rémunérateur. On ne doit pas, d'ailleurs, oublier de tenir compte des pertes en métaux précieux inhérentes au traitement dont les chiffres suivants indiqueront l'importance.

Pertes en métaux précieux. — Nous avons montré quelles sont les pertes que l'on éprouve, en général, dans le traitement suivant la méthode Patara (voir p. 145). Ces pertes sont influencées, dans le procédé Russell comme dans la méthode ordinaire, par la nature du minerai qui subit surtout des pertes variables au grillage.

Un rendement en argent de 83 à 85 % est rarement dépassé par l'une ou par l'autre des deux méthodes. Quant aux pertes en or, il est difficile, vu l'état actuel de la question, de les évaluer nettement dans le procédé Russell, eu égard aux faibles teneurs en or des minerais jusqu'ici soumis à ce traitement.

Prix marchand des précipités. — Lorsque dans une usine de lixiviation on ne veut pas traiter les sulfures complexes de cuivre, d'argent et d'or obtenus dans la précipitation, on trouve acheteurs de ces produits dans les usines situées près de New-York, où l'on paye d'après les cotes suivantes les métaux contenus :

Pour l'or 18 \$ par once (3,01 fr. le gramme).

Pour l'argent 98 % des prix cotés à New-York.

Pour le cuivre 3 cents $\frac{1}{2}$ par livre (400 fr. la tonne).

De l'ensemble de ces prix on déduit 100 \$ par tonne pour frais de traitement.

§ 3. — MÉTHODE PAR LIXIVIATION

SUIVANT LE PROCÉDÉ MAC ARTHUR ET FORREST.

Ainsi que nous venons de le voir, on a considéré, jusqu'à ces dernières années, le grillage des minerais rebelles comme une opération préliminaire indispensable. Un pas nouveau paraît avoir été fait récemment dans la voie de la suppression du grillage par l'emploi d'un nouveau réactif. La méthode suivie par MM. Mac-Arthur et Forrest, dont les brevets sont la propriété de la Compagnie écossaise : « *Cassel gold extracting Company* », a été expérimentée à Glasgow, dans les ateliers de la Compagnie, sur un grand nombre d'échantillons de minerais ou de tailings provenant de toutes les parties du monde.

Les résultats de ces essais, qui ont été rendus publics, accusent un rendement très satisfaisant.

Le procédé a été expérimenté sur une échelle industrielle dans les établissements de la Compagnie *Salisbury*, près de Johannesburg (Afrique australe), sur une centaine de tonnes de tailings, contenant environ 1 once d'or à la

tonne; sur des *concentrés*, contenant environ 6 onces, et sur des résidus tenant environ 2 onces à la tonne. Les rendements accusés varient de 80 à 93 %.

Une expérience sur une vingtaine de tonnes, entreprise à Glasgow, sur un minéral auro-argentifère provenant des *New Zealand Mines* (Nouvelle-Zélande), contenant environ 30 onces d'or et 251 onces d'argent, aurait donné un rendement de 87 % environ pour l'or, et de 85 % environ pour l'argent.

Le minéral en question avait été essayé sans succès par toutes les anciennes méthodes de traitement.

En Australie, 300 tonnes de tailings ont été traitées par le procédé Mac-Arthur et Forrest à *Ravenswood* (Queensland), et auraient donné un bénéfice de 68 francs par tonne, toutes les dépenses de traitement payées, pour une teneur correspondante un peu supérieure à une once d'or par tonne.

Comme exemple du genre de minerais auxquels le traitement est applicable, nous citerons l'analyse suivante d'un minéral de Queensland (Australie) traité dans la colonie :

Silicc.	16.2
Soufre	24.9
Arsenic.	22.8
Antimoine.	0.1
Fer.	23.1
Zinc.	8.1
Plomb	4.5
Bismuth.	0.1
Cuivre	0.1
	99.9

Aux États-Unis, les résultats paraissent avoir été beaucoup moins satisfaisants.

En tout état de cause, et en attendant la généralisation de l'emploi du procédé encore à ses débuts, il nous paraît intéressant de décrire les principes de cette méthode nouvelle, qui montre l'intervention d'un réactif jusque-là peu usité. Les promoteurs du procédé sont parvenus à produire, sur une échelle industrielle et à des prix abordables, le cyanure de potassium, puisqu'ils vendent ce réactif aux cessionnaires de leurs licences à raison de 7 à 8 centimes le kilogramme pris à Glasgow pour un cyanure industriel contenant 70 % de cyanure pur.

Principe de la méthode. — Le principe de la méthode repose sur l'affinité du cyanogène pour les métaux précieux, et sa nouveauté dans la substitution de ce corps, comme dissolvant, au chlore, qu'on avait généralement employé jusque-là pour attaquer et dissoudre l'or libre ou engagé dans ses combinaisons naturelles multiples.

Nous ne reviendrons pas sur la discussion de l'état dans lequel l'or se rencontre dans les minerais ou dans les résidus des traitements que nous avons décrits. Nous avons déjà fait suffisamment ressortir les difficultés que l'on ren-

contre dans toutes les méthodes en usage, difficultés qui proviennent de la nécessité de modifier l'état physique ou chimique des particules contenant le métal précieux pour pouvoir faire agir le chlore comme dissolvant. Avec le cyanogène, ou plutôt avec les cyanures alcalins dont il forme la partie active, il semblerait que ce corps a la propriété de pénétrer dans l'intérieur des particules métalliques formant la partie utile des minerais broyés pour aller s'unir à l'or et à l'argent qu'elles renferment sans attaquer les sulfures ou composés métalliques complexes dans lesquels les métaux précieux sont engagés.

Bien que les sulfures artificiels des divers métaux, autres que l'or et l'argent, soient attaqués par les cyanures, il ne paraît pas que les espèces minérales naturelles correspondantes contenant les bas métaux soient attaquées par les réactifs.

En fait, si l'on fait digérer un minerai aurifère ou auro-argentifère quelconque réduit en fragments assez ténus avec une dissolution de cyanure alcalin ou alcalino-terreux, on observe la dissolution plus ou moins complète à l'état de cyanures des métaux précieux contenus sans dissolution sensible des bas métaux.

La dissolution obtenue, on n'a résolu qu'une partie du problème, car l'or et le cyanogène ont une affinité mutuelle si considérable, qu'il est difficile d'employer les réactifs précipitants usuels. Le sulfate de protoxyde de fer, par exemple, et l'acide oxalique, qui précipitent bien les chlorures, sont sans effet sur les cyanures; l'hydrogène sulfuré ou les sulfures alcalins ne précipiteraient pas l'or quoiqu'ils précipitent l'argent.

Le zinc a la propriété de précipiter l'or et l'argent de leurs dissolutions de cyanure; mais, pour que la précipitation soit rapide et complète, les inventeurs du procédé ont reconnu qu'il fallait employer ce métal sous un état particulier; le zinc poli, grenailé ou en poussière, est inefficace à froid; en chauffant la dissolution, on n'a pas de meilleurs résultats, et on décompose les cyanures en formant de l'urée. La réussite paraît complète avec du zinc en masse filiforme poreuse, état sous lequel les inventeurs préparent ce métal, et sous lequel ils le livrent aux exploitants.

La solution de cyanure d'or s'infiltré dans la masse spongieuse, et dès qu'une certaine quantité d'or s'est déposée au contact du zinc, la décomposition complète s'effectue rapidement, les deux métaux agissant ainsi en vertu de la force électrolytique développée. Le zinc est livré sous forme de mèches dont 500 grammes occupent un volume de 10 litres environ.

La structure filiforme du zinc et la forme de poudre extrêmement fine sous laquelle l'or s'est déposé facilitent la séparation du métal précieux d'avec le zinc en excès. On n'a qu'à agiter vigoureusement dans l'eau, au-dessus d'un tamis, la masse de zinc, pour que l'or adhérent s'en sépare en tombant au fond du récipient, tandis que le zinc reste sur le tamis et peut servir à une nouvelle précipitation.

Nous n'avons, dans ce qui précède, fait allusion qu'à l'or existant dans les minerais; mais toutes les réactions indiquées s'appliquent également à l'argent contenu; c'est même l'un des points que l'on fait valoir en faveur de cette méthode pour le traitement des minerais et des tailings, en faisant observer,

en particulier, que la présence de l'argent est une gêne dans le procédé de chloruration de Plattner ou dans les procédés analogues, par suite de la formation de chlorure d'argent insoluble enveloppant les grains d'or et prévenant leur attaque et leur dissolution ultérieure dans les opérations ordinaires de lixiviation.

Lorsqu'il s'agit de traiter des minerais proprement dits, il est nécessaire de leur faire subir un broyage analogue à celui qui s'effectue dans tous les moulins que nous avons décrits et de les amener au degré de finesse usuel. Si l'on a affaire à des tailings, le broyage est inutile.

Appareils de dissolution. — La matière broyée est mise en contact avec la dissolution de cyanure de potassium, et, dans la plupart des cas, une agitation de la pulpe est reconnue nécessaire. En pratique, cette agitation est effectuée soit dans des cuves en bois à agitateurs mécaniques que nous avons déjà suffisamment décrits, soit dans des pans d'amalgamation, de telle sorte que l'application du procédé peut s'effectuer avec les appareils ordinaires usités dans les usines travaillant déjà par voie de lixiviation ou d'amalgamation.

En Australie, on s'est servi, dans les usines de la Compagnie, qui a essayé le procédé en question, de pans de Wheeler de grandes dimensions pouvant travailler 3 tonnes de minerai à la fois. A Glasgow, les cuves à agitateurs employées reçoivent une charge de 1 tonne.

Quantité de réactif. — Le minerai étant additionné d'une quantité d'eau variant du tiers au quart du poids du minerai pour former une pulpe convenable, on ajoute à la dissolution un poids de cyanure de potassium variant de 1/2 à 1 % du poids du minerai, suivant la nature de ce dernier.

L'agitateur étant mis en mouvement à raison de 40 tours par minute, l'attaque est ordinairement complète au bout de 6 heures.

Filtration. — La pulpe est alors déchargée dans un bac de filtration analogue à ceux que nous avons décrits, dans lesquels on accélère ordinairement l'opération du filtrage à l'aide d'un vide produit dans l'espace compris entre le faux fond garni de sa toile et le fond du bac, cet espace communiquant par un tuyau avec un récipient dans lequel une pompe fait un vide relatif.

Précipitation. — La dissolution passe de là dans une série de boîtes de précipitation à compartiments en chicane dans lesquelles on a disposé le zinc en éponge sur lequel l'or se dépose en poudre noire.

La dissolution, privée de métal précieux, contient du cyanure en excès, elle est employée de nouveau en l'additionnant de la proportion de cyanure nécessaire.

Le zinc est séparé de la poudre d'or ainsi qu'il a été dit et l'or est fondu en lingots.

Lixiviation simple. — Comme variante du procédé sommairement décrit ci-dessus, on peut indiquer, dans le cas de tailings à traiter, la simple lixiviation

dans des bacs, ou même en tas, à l'aide d'une circulation de la liqueur dissolvante. Nous nous bornerons à cette indication, en faisant observer que les applications de la méthode ainsi conçue pourraient devenir très nombreuses, eu égard aux existences considérables de tailings dans toutes les régions aurifères. Les détails que nous avons donnés en citant des exemples de traitements essayés en Amérique sur ces matières, prouvent l'importance du problème à résoudre; nous pouvons ajouter que l'essor donné à la production aurifère par les immenses découvertes des gisements de l'Afrique australe donnent un nouvel intérêt à la question du traitement des tailings et que des tentatives sont faites par la compagnie *Gold recovering syndicate* près de Salisbury (Afrique australe) pour appliquer sur une échelle industrielle le procédé Mac-Arthur et Forrest.

Conditions économiques. — La description qui précède fait suffisamment juger de la simplicité et du bon marché relatif de la méthode. Les propriétaires des brevets font ressortir, dans les notices publiées, que dans les procédés par le chlore il faut employer, par exemple, sous forme de chlorure de chaux, 7 % du poids du minerai à traiter, 2 % de bisulfate de soude, 2 1/2 % de sulfate et 1 % pour le poids de l'emballage des produits chimiques et qu'ainsi on ne traite par chloruration que 14 tonnes de minerai avec une tonne de produits chimiques, tandis que le cyanure, le zinc et l'emballage ne représentent, au contraire, que 1 % du poids du minerai, et qu'ainsi 100 tonnes, au lieu de 14, peuvent être traitées, par la nouvelle méthode, avec une tonne de matières étrangères.

Nous ne pouvons toucher qu'avec réserve à la question économique puisque le procédé est en possession de compagnies accordant des licences de leurs brevets; il nous suffira d'avoir donné les prix auxquels le réactif peut être acquis, et d'avoir indiqué les simplifications que son emploi entraîne dans le traitement des matières auro-argentifères.

§ 4. — TRAITEMENT DES PYRITES CUIVREUSES ARGENTIFÈRES ET AURIFÈRES DANS LES USINES EUROPÉENNES

Le problème de l'extraction du cuivre et des métaux précieux contenus dans les minerais formés, pour leur plus grande masse, par de la pyrite de fer dans laquelle le cuivre existe, en petite proportion, sous forme de chalcopyrite, a été résolu en Europe par un traitement particulier qu'il nous paraît intéressant d'introduire dans notre ouvrage, bien que l'extraction des métaux précieux, qui en est la conséquence, ne vienne que subsidiairement. La description de ce procédé peut servir d'indication dans des cas analogues pouvant se présenter dans des régions mieux partagées en métaux précieux que les gisements cuivreux de la province de *Huelva* (Espagne) dont l'extraction formidable alimente presque tous les grands établissements de produits chimiques de l'Angleterre et du continent. Près de 800 000 tonnes de pyrite de fer cuivreuse sont annuellement exportées des mines de Rio-Tinto, Tharsis, etc., et sont traitées pour acide sulfu-

rique et pour cuivre, en même temps que l'on tire parti de la petite proportion d'argent et d'or que contiennent les pyrites.

Nous extrayons d'un mémoire sur les mines de Rio-Tinto publié par nous en 1883¹, les chiffres suivants donnant la composition complète d'une tonne de pyrite de Rio-Tinto destinée à l'exportation :

Soufre	477 ^{kg} 6
Fer.	439.9
Cuivre	56.9
Arsenic	8.5
Bismuth.	5.7
Zinc	2.4
Plomb.	1.
Cobalt.	0.5
Chaux.	2.5
Magnésie	0.7
Silice.	19.9
Humidité	4.8
Sélénium }	traces non dosées
Thallium }	
Argent	40 grammes
Or.	892 milligr.

Ce n'est pas ici le lieu d'attirer l'attention sur les conditions économiques qui découlent de cette composition, et des prix que l'élément soufre et l'élément cuivre peuvent atteindre dans ces pyrites qui sont devenues en Europe la *matière première* par excellence de la fabrication de l'acide sulfurique dans l'industrie des produits chimiques; les traités spéciaux indiquent, à ce point de vue, les détails de l'utilisation du soufre et nous y renvoyons le lecteur. Mais les résidus de la fabrication de l'acide, les pyrites grillées dans des fours spéciaux, ou *cendres de pyrites* exigent un travail particulier qui rentre dans le domaine de la métallurgie. Nous allons voir dans l'exposé du traitement que c'est par lixiviation que les métaux précieux sont extraits eux-mêmes ainsi que le cuivre contenu, et nous aurons ainsi l'occasion de montrer une application nouvelle de la *voie humide*, en parallèle des opérations de fusion pratiquées, en Amérique, sur les minerais cuprifères pour l'extraction des métaux précieux.

Le procédé suivi en Angleterre, en Allemagne et en France à l'usine de Lestaque près Marseille comporte les opérations suivantes :

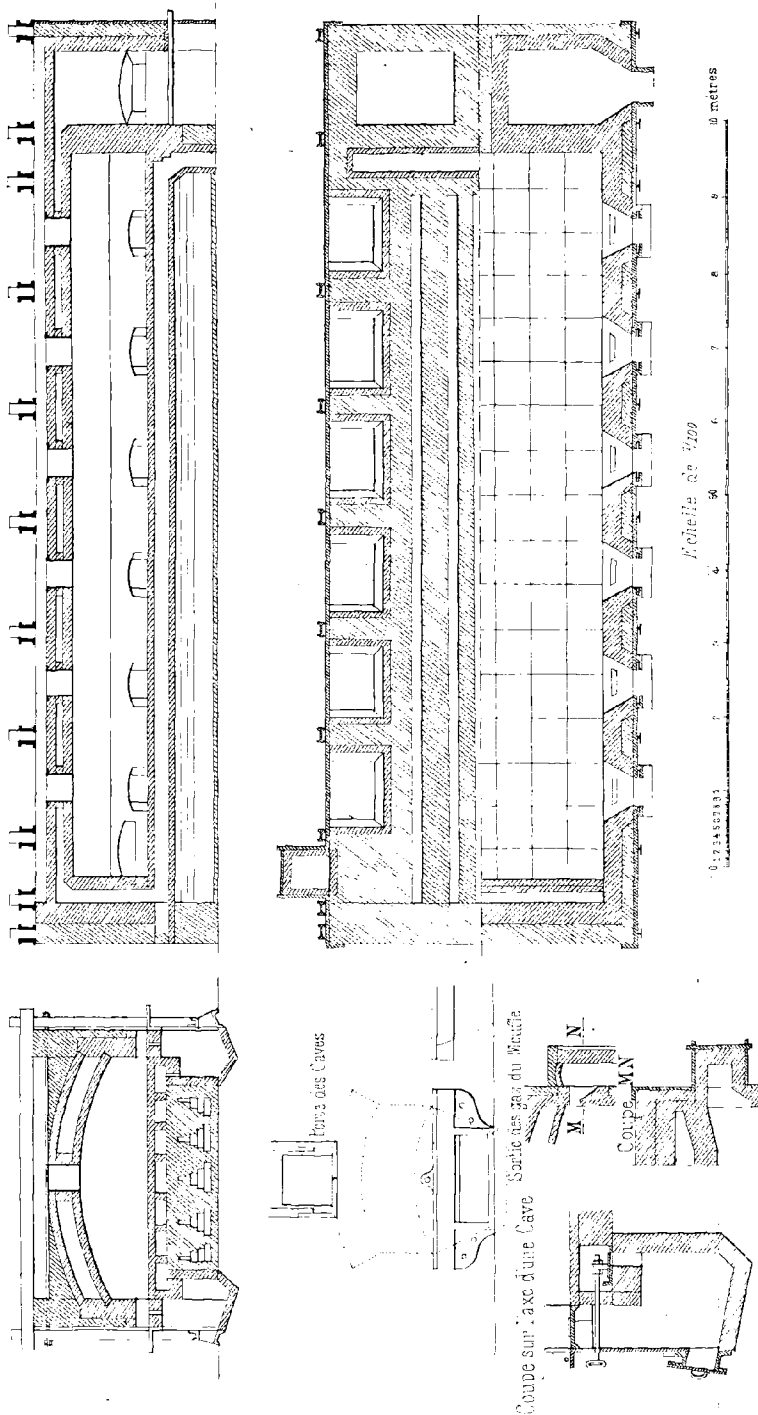
- a. Broyage des cendres de pyrites et mélange avec le sel ;
- b. Chloruration au four à moufle ;
- c. Lixiviation du minerai chloruré ;
- d. Précipitation des métaux précieux ;
- e. Cémentation des liqueurs cuivreuses.

¹ 1. Notes sur Rio-Tinto, 1883, par E. Cumenge.

FOUR DE CHLORURATION

PL. XIX.

Fig. 46.



dessiné par
 Auto-grav. L. Couvillier, 43, rue de Valenciennes, Paris.

a. BROYAGE DES CENDRES DE PYRITES ET MÉLANGE AVEC LE SEL MARIN

Les résidus provenant du grillage des pyrites, ou cendres de pyrites, ont abandonné en grande partie leur soufre dans la combustion qu'on leur a fait subir pour dégager l'acide sulfureux conduit dans les *chambres de plomb* où s'effectue la transformation du gaz sulfureux en acide sulfurique. Que ces cendres proviennent des *fours à roche* où la pyrite est grillée en morceaux ou des *fours à tablettes* dans lesquels on grille les menus ou les poussières, les résidus contiennent encore, en moyenne, de 3,50 à 4,50 % de soufre, la proportion de cuivre étant à peu près égale.

Ces résidus sont conduits et emmagasinés dans une halle, dépendant de l'atelier de broyage, où ils sont classés de telle façon que la proportion de cuivre y soit aussi régulière que possible ; la quantité de soufre doit lui être sensiblement égale ou un peu supérieure.

Après pesage, les résidus sont additionnés de la quantité de sel marin nécessaire à la chloruration ; cette quantité varie de 14 à 20 % du poids des résidus traités, suivant leur richesse en cuivre.

Le mélange aussi intime que possible est alors conduit à un broyeur à cylindres du Cornouailles. Une chaîne à godets reçoit le minerai broyé et l'élève vers un trommel à toile métallique serrée.

La matière pulvérulente tombe dans un caisson et les *grappes* retournent au broyeur par une vis d'Archimède.

b. CHLORURATION DU MÉLANGE

Four de grillage à moufle. — Le minerai ainsi mélangé de sel et pulvérisé est de nouveau pesé, puis conduit au four de chloruration. Ce four à moufle que nous étudierons ultérieurement (voir p. 177) a une sole en pièces réfractaires ainsi que l'indique le croquis (voir pl. XIX, fig. 46). Il est pourvu de trémies de chargement et de cavités pour le refroidissement de la matière après déchargement ; un canal spécial entraîne les gaz qui s'en échappent vers des appareils de condensation.

Mode de travail. — Le mélange est introduit dans le four et étalé sur la sole en couche aussi égale que possible ; la température est maintenue un peu au-dessus du rouge sombre. Toutes les heures, l'ouvrier retourne la charge à la spadelle et la sillonne avec le ringard.

Chaque opération sur 4 tonnes de mélange dure, en moyenne, six heures. On s'assure par une prise d'essai qu'elle est bien terminée et l'on fait tomber la charge dans les cavités du four.

Pendant ce grillage, il se dégage d'assez grandes quantités de gaz acide chlorhydrique mêlé de chlore et de fumées métalliques ; le tout se rend dans une chambre à poussière et de là dans une tour de condensation dont nous indiquerons le mode de construction (voir p. 177). Le liquide acide qui se condense

marque 2 à 3°B, il est employé ultérieurement dans le lessivage de la charge chlorurée.

Lorsque l'opération a été bien conduite, on doit retrouver dans le minerai tout le cuivre à l'état de chlorure soluble, à l'exception de 0,06 à 0,08 % demeurant insoluble.

C. LIXIVIATION DU MINÉRAI CHLORURÉ.

Appareils de lixiviation. — Les appareils de lixiviation se composent de bacs rectangulaires en bois, chevillés et calfatés, consolidés, en outre, par des tirants de fer extérieurs. Ils sont pourvus d'un double fond composé de planches percées de trous, reposant sur des briques. Sur ces planches est étendue une couche de roseaux, retenue par des liteaux, pour servir de filtre. Un orifice d'écoulement est ménagé dans l'une des parois au-dessous du double fond.

Charge des bacs et mode de travail. — Chacun de ces bacs reçoit de 12 à 14 tonnes de minerai chloruré refroidi.

La lixiviation s'opère en trois phases ou lavages successifs : le premier lavage à l'eau chaude mélangée des liqueurs pauvres provenant du troisième lavage d'une opération antérieure ;

Le deuxième lavage à l'eau chaude additionnée d'acide chlorhydrique provenant de la condensation des gaz du four à chlorurer ;

Le troisième lavage à l'eau chaude jusqu'à épuisement complet du minerai, c'est-à-dire, jusqu'à ce que l'ammoniaque ne donne plus de coloration bleue avec le liquide écoulé.

Chacune de ces phases est limitée par l'observation de la densité des liqueurs à l'aide du pèse-liqueurs Baumé.

Les eaux du premier lavage pesant environ 50 à 53° B., sont recueillies dans des bacs inférieurs où se fait le dépôt des matières entraînées, puis décantées vers les bacs spécialement destinés à la désargentation d'où elles sont ensuite envoyées à la céméntation après avoir subi le traitement destiné à la récupération de l'argent et de l'or.

Les eaux du deuxième lavage, moins riches en cuivre, sont également recueillies dans des bacs de dépôt, à un étage inférieur, d'où elles sont ensuite distribuées en mélange avec les eaux du premier lavage, aux bacs de céméntation. Celles du troisième lavage sont remontées pour servir, comme il a été dit plus haut, au premier lavage de nouveau minerai.

Le minerai ainsi épuisé est connu sous le nom de *purple-ore* ; il constitue un bon minerai de fer à 58 ou 60 % de fer métallique et à ce titre il est recherché par l'industrie sidérurgique.

Il ne doit pas contenir, en travail normal, plus de 0,05 à 0,08 % de cuivre.

d. PRÉCIPITATION DES MÉTAUX PRÉCIEUX SUIVANT LE PROCÉDÉ CLAUDET

Le chlorure d'argent formé dans le grillage est insoluble dans l'eau pure,

mais on sait que ce corps est soluble dans une liqueur chargée de sels cuivriques et alcalins, aussi le retrouve-t-on en presque totalité dans les liqueurs du premier lavage.

Ces premières liqueurs seules, eu égard à la faible proportion de métaux précieux existants, sont soumises à la désargentation d'après le procédé Claudet.

Ce procédé est basé sur l'insolubilité absolue de l'iode d'argent, et voici comment on l'applique :

Après un repos de 24 à 36 heures dans les bacs où s'opère le dépôt des impuretés entraînées, les liqueurs sont envoyées aux bacs spécialement destinés à la désargentation. On vérifie alors sur des prises d'échantillon la richesse en argent de ces liqueurs et le calcul indique la quantité d'iode de potassium nécessaire à la précipitation. Cette quantité est ajoutée en dissolution pendant que la liqueur est maintenue en agitation continue dans le bac, à l'aide d'un système de Koerting puisant les liqueurs du fond pour les rejeter à la surface. On laisse ensuite reposer pendant 36 heures les iodures métalliques précipités, et la solution cuivreuse, ainsi désargentée, est décantée et envoyée en mélange avec les eaux du deuxième lavage du minerai aux bacs de cémentation.

Lorsqu'on reconnaît après quelques opérations semblables que le dépôt des iodures atteint dans le bac une certaine hauteur, on l'en extrait et on le porte dans une cuve en bois pour lui faire subir d'abord quelques lavages à l'eau chaude pour enlever la majeure partie des sels solubles; puis on ajoute dans la cuve de l'acide chlorhydrique étendu et un excès de zinc en plaques. On chauffe ensuite le tout à la vapeur.

Cette dernière opération a pour but de régénérer l'iode de l'iode de potassium employé, à l'état d'iode de zinc soluble, en même temps que les métaux, plomb et cuivre et métaux précieux sont précipités à l'état de ciment.

Lorsque l'on reconnaît que le précipité ne retient plus d'iode insoluble, on laisse reposer, on décante la solution claire d'iode de zinc, on lave le dépôt et on le porte au séchoir.

La solution d'iode de zinc sert en guise d'iode de potassium pour les désargentations ultérieures.

Le ciment ne contient, en général, que de 4 à 5 % d'argent, mais on peut aisément augmenter sa richesse, s'il y a quelque intérêt à le faire, jusqu'à 10 et 15 %.

L'or existant dans le minerai est précipité en même temps que l'argent. Suivant Wurtz l'iode de potassium ajouté à une dissolution de chlorure d'or donne un précipité jaune d'iode aureux et de l'iode libre; avec des liqueurs aussi diluées que celles qu'on obtient dans la pratique il est probable que l'iode d'argent, si parfaitement insoluble, complète, par une action de présence, la précipitation totale de l'or.

Le ciment, en dehors des métaux précieux, contient des sous-sels de plomb et autres impuretés; il est ordinairement vendu aux usines à plomb.

e. CÉMENTATION DES LIQUEURS CUIVREUSES

Les bacs destinés à la cémentation situés à un étage inférieur sont également

en bois, chevillés et calfatés pour éviter les pertes ; ils sont pourvus d'un orifice d'écoulement et d'un barboteur de vapeur en bois creusé à l'intérieur. On les construit quelquefois en ciment de Portland.

On les charge de ferrailles aussi propres et exemptes de rouille que possible, puis on les remplit de liqueurs cuivreuses ; en même temps on y injecte de la vapeur afin d'aider la précipitation du cuivre par l'élévation de la température. Cette opération dure généralement de 8 à 10 heures. On s'assure, avant d'évacuer les eaux résiduelles, de leur complet épuisement à l'aide d'une lame de fer ou de zinc décapée. L'évacuation faite, le bac reçoit de nouvelles eaux cuivreuses.

Pour éviter plus sûrement les pertes possibles, les eaux résiduelles traversent encore, avant d'être rejetées, un labyrinthe chargé de menue ferraille où se dépose le cuivre échappé aux bacs de cémentation ; elles accusent alors une teneur moyenne de moins de 50 grammes de cuivre par mètre cube.

Au bout d'un certain nombre d'opérations la boue de ciment s'amasse au fond des bacs ; on en retire alors l'excès de ferraille, puis le ciment mélangé de parcelles de fer.

Cette boue est portée sur une table de lavage composée d'une tôle de cuivre percée de trous de quelques millimètres reposant sur un réservoir maçonné. Ce dernier est pourvu de chicanes afin d'arrêter les parcelles de cuivre qui pourraient être mécaniquement entraînées. A l'aide d'un jet d'eau puissant on lave la boue de ciment sur cette table ; les menues poussières de cuivre passent à travers la tôle et les agglomérations de cuivre restent en dessus, mélangées des débris de fer que l'on trie à la main. Le ciment des deux sortes est jeté sur des aires de dessiccation plâtrées, en séparant les deux qualités, le ciment le plus fin étant le plus impur. La dessiccation s'opère à l'air libre.

Le premier ciment contient généralement de 80 à 85 % de cuivre, à l'état sec, le deuxième de 75 à 78 %, mais un second lavage et un turbinage à l'eau chaude améliore beaucoup cette teneur. Le turbinage à l'essoreuse a été inauguré à l'usine de Lestaque et donne de très bons résultats.

La dépense de ferraille pour la cémentation est assez variable, mais en moyenne elle est à peu près égale au poids du ciment produit.

§ 5. — MODIFICATIONS A APPORTER AUX TRAITEMENTS PAR VOIE HUMIDE

Les tâtonnements n'ont pas manqué dans l'application de la méthode de traitement des métaux précieux par lixiviation. On peut juger par les descriptions précédentes que cette industrie, encore à son début, n'a pas parcouru toutes les phases de son évolution.

Tour à tour les essais se sont portés sur les perfectionnements à apporter au grillage, sur les modifications à introduire dans l'emploi des réactifs dissolvants, car le problème se réduit toujours à ces deux termes : bien griller le minéral, et bien dissoudre les composés formés par le grillage.

On a pu croire un instant que l'opération du grillage chlorurant pouvait être supprimée; mais les tentatives du procédé Russell sur les minerais crus et les tailings ont peu encouragé à persister dans la voie de la suppression du grillage. Le génie inventif des Américains leur a suggéré des formes nouvelles de four permettant le traitement de masses plus considérables, mais n'éliminant pas les causes de pertes en métaux précieux dans cette opération primordiale.

Les dissolvants nouvellement introduits n'ont pas tous répondu aux espérances que l'on avait fondées sur leur emploi, de sorte que dans la métallurgie des métaux précieux *la voie humide* subit un temps d'arrêt, et que, si l'on peut s'exprimer ainsi, la *mécanique* triomphe encore aux États-Unis dans les procédés d'amalgamation aux pans, et la *chimie industrielle* en ce qui concerne l'extraction des métaux précieux y est encore dans l'enfance, malgré les secours qu'elle a prêtés à la méthode d'amalgamation par l'adjonction de réactifs chimiques aux cuves d'amalgamation des minerais rebelles.

On serait tenté de s'étonner de ce résultat. Les réactions chimiques, à peine soupçonnées par les inventeurs des anciennes méthodes d'amalgamation hispano-américaines, devraient, ce nous semble, maintenant qu'elles sont bien analysées, trouver de nouvelles applications et la diffusion des connaissances de chimie industrielle; les exemples que l'on rencontre dans la métallurgie par voie humide des métaux autres que l'argent, pourraient, croyons-nous, fournir d'utiles indications.

Nous avons montré qu'il ne fallait pas s'effrayer de l'emploi des produits chimiques: l'hyposulfite de soude ou de chaux, le sulfate de cuivre sont partout maintenant des produits d'un usage courant. Pourquoi n'en serait-il pas de même des acides? Sans doute leur transport est difficile; mais on peut s'étonner à bon droit que lorsqu'en Europe, par exemple, les pyrites sont devenues la matière première par excellence de la fabrication de l'acide sulfurique, on considère, aux États-Unis dans presque tous les centres miniers, le soufre que les pyrites et les autres sulfures renferment comme une matière nuisible dont il faut se débarrasser par le grillage.

Le sel lui-même, ce réactif par excellence, n'est-il pas gaspillé en partie puisqu'on n'utilise dans les grillages chlorurants qu'une portion du chlore qu'il pourrait plus judicieusement fournir sous forme d'acide chlorhydrique?

Toutes ces questions méritent un examen et nous croyons que l'on peut trouver, sous ce rapport, dans les pratiques de la vieille Europe quelques enseignements qui pourront être utiles à la jeune Amérique, le jour où elle cessera de gaspiller ses richesses encore vierges ou qu'elle voudra utiliser celles dont elle n'a tiré qu'un parti médiocre par ses propres méthodes. Dans cet ordre d'idées nous examinerons deux cas, suivant que l'usine projetée sera appelée à être établie sur une petite échelle dans un pays privé de ressources ou qu'elle pourra s'installer dans un centre industriel important et être elle-même conçue sur de larges bases.

Modifications possibles dans le cas d'une petite usine de lixiviation. — Dans l'hypothèse en question, il nous paraît que l'on doit surtout avoir pour but de diminuer autant que possible la perte totale de

métaux précieux, perte qui se compose de la perte au grillage et de la perte à la lixiviation.

La perte au grillage dans tous les fours usuels, fours à réverbère, cylindres rotatifs, est due à l'entraînement des poussières par les courants gazeux des fours et à l'entraînement des composés volatils qui se forment dans le grillage. Si l'on pare, en partie, à ces inconvénients par la construction de chambres de dépôt des poussières, on laisse néanmoins échapper dans l'atmosphère non seulement une grande proportion des métaux volatilisés, mais, en outre, tous les produits accessoires de la réaction du grillage chlorurant.

La diffusion de tous les produits volatils ou gazeux dans la masse des gaz du foyer rend à peu près impossible, dans la pratique, toute espèce de condensation.

Il n'en serait pas de même si au lieu des fours à réverbère ordinaires, on employait les fours à moufle et, enfin, ces derniers permettraient d'opérer facilement la condensation des vapeurs acides produites par les réactions.

Lorsqu'on voit aussi bien en Angleterre qu'en France et en Allemagne, les fours à moufle partout employés pour le grillage chlorurant des minerais de cuivre, on peut s'étonner qu'aucune tentative n'ait été faite, à notre connaissance, de l'autre côté de l'Atlantique pour le grillage chlorurant des minerais à métaux précieux dans ce genre de fours.

Le travail dans ces fours n'est pas plus difficile que dans les réverbères ordinaires, et comme il s'exécute à l'abri du courant de gaz des foyers, l'entraînement des poussières y est incomparablement moindre. En leur donnant une grande longueur, l'utilisation du combustible n'est pas plus mauvaise que dans les fours à réverbère ordinaires; enfin, leur construction est abordable en tout pays.

Suivant notre propre expérience dans l'usine de Lestaque, près Marseille, il est en outre très facile d'obtenir, à l'aide de ces fours et sans aucun frais, une production régulière et constante d'*acide chlorhydrique* sans aucun réactif accessoire, et à l'aide des seules matières ajoutées dans le four pour le grillage chlorurant.

Il suffit pour cela de faire communiquer la moufle avec une petite *tour de condensation*, analogue à toutes celles qui sont employées dans les fabriques de produits chimiques. Cette tour est construite en matériaux inattaquables aux acides — laves, porphyres, granits — matériaux que presque toujours on rencontre à proximité des gisements de métaux précieux. L'intérieur en est garni de coke ou de charbon de bois en morceaux et un filet d'eau admis régulièrement à la partie supérieure de la tour provoque la condensation des vapeurs acides.

On peut ainsi recueillir une quantité très notable de *petits acides*, soit des liqueurs diluées marquant 7 à 8° à l'aréomètre Baumé, bien suffisantes, dans la plupart des cas, pour produire les liqueurs cuivreuses devant servir ultérieurement à la lixiviation.

La formation de l'acide chlorhydrique dans la moufle est non seulement produite par la réaction des sulfates formés, et de l'acide sulfurique, provenant de leur décomposition, sur le sel marin, mais est aussi due en partie à la

réaction des matières quartzzeuses et surtout argileuses de la gangue sur le sel ¹.

Four à moufle et tour de condensation. — Sans nous étendre sur ces réactions, le fait de la production possible d'acide à l'aide du four à moufle et de la tour de condensation qui lui fait suite, nous paraît assez intéressant pour que nous donnions ici les détails de la construction de ces appareils d'après la figure déjà donnée (voir pl. XIX, fig. 46). La sole est formée, ainsi que le montre la figure, de pièces réfractaires ajustées, et la voûte est construite en briques. La circulation des flammes par les carneaux inférieurs et à l'entour de la moufle utilise bien la chaleur, à la condition d'un chauffage préalable de quelques jours et d'une marche ininterrompue. La sole a 3^m,20 de largeur sur 10^m,20 de longueur.

Entre ce four de chloruration et la tour de condensation des vapeurs, il est bon de disposer une chambre à poussière, de 20 à 25 mètres cubes de capacité, construite en briques, un canal de 0^m,70 × 0^m,70 relie la chambre à la tour de condensation. Cette dernière de 1^m,50 × 1^m,50 a 7 mètres de hauteur utile, soit 9 mètres de hauteur totale. Les détails de la construction sont donnés dans les ouvrages décrivant la grande industrie chimique, notamment dans celui de Lunge traitant de la fabrication de la soude, auquel nous renvoyons le lecteur.

Le four dont nous donnons le dessin est capable, suivant la nature du minerai, de passer de 10 à 15 tonnes de minerai par 24 heures. La condensation peut fournir dans ce laps de temps une quantité de petits acides représentant 2 à 500 litres d'acide chlorhydrique du commerce. Indépendamment de l'impossibilité de se procurer de l'acide chlorhydrique en tout pays à cause des difficultés de transport, cette production accessoire représente une valeur journalière qui ne serait pas négligeable, même aux bas prix de l'acide dans les pays d'Europe. Nous montrerons de plus qu'elle permet de fabriquer sur place des liqueurs cuivreuses dissolvantes. En outre, dans le cas de minerais à réaction alcaline, on a ainsi sous la main l'acide nécessaire à la saturation préalable avant tout lavage à l'hyposulfite.

Emploi du chlorure de cuivre. — Ainsi que nous l'avons fait observer, l'idée d'employer les sels cuivriques pour aider les réactions de la lixiviation n'est venue qu'après la publication du procédé Russell, et nous avons vu que, sous forme de dissolution de sulfate de cuivre ajoutée aux hyposulfites, cet emploi était encore contesté. Nous rappellerons qu'Aaron a traité, aux États-Unis, des tailings tenant environ 1 kilogramme d'argent à la tonne en les soumettant *crus*, pendant 3 heures, à l'action d'une solution chaude de chlorure de cuivre. Il procédait à un lavage à l'eau, puis à une lixiviation à l'hyposulfite, et le rendement en argent s'élevait ainsi à 66 %; un grillage préalable

1. Cette réaction était utilisée dans l'antiquité, puisque, suivant Pline (voir 1^{re} partie, p. 22), on se servait, avant la connaissance des acides, de l'action d'un mélange de schiste et de sel pour l'affinage des métaux précieux. Perdue de vue, elle a servi de point de départ pour une série d'expériences de grillage chlorurant entreprises par nous sur les minerais oxydés de cuivre à gangue argileuse, suivant les détails d'un brevet d'invention que nous avons intentionnellement laissé tomber dans le domaine public. (E. Cumenge.)

aurait sans aucun doute augmenté ce rendement dans de très fortes proportions.

Nous sommes persuadés que, malgré quelques inconvénients inhérents à l'attaque rapide des substances métalliques des appareils par le chlorure de cuivre, c'est dans la voie des recherches sur l'emploi de ce précieux réactif que l'on doit s'engager, plutôt que dans l'addition de sulfate de cuivre comme dans le procédé Russell.

Si l'on ne voulait pas profiter des avantages de la condensation des acides, on pourrait toujours former le chlorure de cuivre par double décomposition du sulfate de ce même métal par le sel marin, simplement mélangés en dissolution.

Avec l'acide chlorhydrique on peut toujours produire facilement le chlorure en dissolution, soit en faisant digérer des minerais oxydés de cuivre ou des produits de grillage de minerais tenant une certaine proportion de ce métal, avec cet acide, soit même en attaquant du *cément* de cuivre oxydé préalablement dans un four à réverbère ou des débris de vieux cuivres également oxydés; l'une ou l'autre de ces matières pouvant être achetée et transportée en tout pays.

De telle sorte qu'avec l'emploi indiqué du soufre et de la chaux, pour la composition de l'hyposulfite dissolvant et du sulfure précipitant, la liste des réactifs se trouverait, dans ce système, complétée par le cuivre métallique ou même la ferraille, puisqu'il est bien rare qu'on n'ait pas de sels solubles de cuivre dans le produit du grillage des minerais à métaux précieux.

Modifications possibles dans le cas d'une grande usine de lixiviation. — Si nous considérons le cas d'une usine de lixiviation à établir sur une grande échelle, hypothèse qui présuppose le développement industriel ou agricole de la région, les modifications qu'il nous paraît possible d'introduire dans les formules de traitement que nous avons décrites, ou les innovations que des formules nouvelles pourraient apporter, se rapportent surtout à l'utilisation des produits secondaires qui dérivent du traitement, et à la fabrication sur place des réactifs nécessaires, à l'aide des éléments que fournissent les minerais.

Lorsque l'on voit les produits dérivés si nombreux qu'obtiennent les fabriques de produits chimiques en partant des pyrites, du sel marin et du calcaire comme matières premières, et les bas prix auxquels elles peuvent arriver dans leur production, tout en payant assez cher ces matières premières; lorsque l'on considère, d'autre part, que les pays miniers ont souvent la force hydraulique à leur disposition, et que la science à peine entrevue des décompositions chimiques par la voie électrique peut, dans ce cas, aider économiquement elle-même à la production des réactifs, on reste convaincu que les tentatives déjà faites pour sortir des errements du passé se généraliseront de plus en plus.

Un exemple frappant des résultats qu'on peut obtenir dans cette voie nous est fourni par le traitement des minerais d'or à *Zalathna* (Transylvanie)¹.

1. Les détails du traitement de Zalathna sont extraits d'un mémoire publié par M. Baugey, ingénieur des mines, dans les *Annales des mines*, 8^e série, t. VI, 1884.

Dans cette région, le gouvernement hongrois, voulant soutenir l'industrie minière qui dépérissait de jour en jour, a construit une usine centrale qui achète aux propriétaires de mines les minerais d'or que ces derniers ne pouvaient traiter par les anciennes méthodes de fusion et d'amalgamation, et les schlichs ou résidus provenant des traitements locaux, par voie d'amalgamation des minerais en partie réfractaires.

L'ancienne méthode suivie à Zalathna, comme dans les autres usines du gouvernement aujourd'hui disparues, présentait une grande complication, ainsi que le prouve la simple énumération qui va suivre.

Cette méthode comportait :

1° La concentration de l'or et l'argent par un grillage en tas des schlichs pauvres, une fonte pour matte, un grillage à quatre feux de la matte obtenue, une fusion de la matte grillée avec des schlichs et des minerais crus, riches, pour matte enrichie, un grillage à quatre feux de la matte précédente ;

2° L'extraction de l'or et de l'argent par le plomb à l'aide de la fusion de la matte enrichie grillée avec addition de minerais riches et de minerais et de produits plumbeux ; cette fusion donnant du plomb riche, de la matte pauvre et des scories repassant aux opérations précédentes ;

3° La séparation de l'or et de l'argent du plomb par la coupellation, donnant de l'argent aurifère et des produits plumbeux repassant aux fontes précédentes ;

4° L'extraction du cuivre par une série de huit grillages de la matte de la fonte plumbeuse, par la fonte pour cuivre noir, le grenailage et le broyage du cuivre noir, le grillage chlorurant de la poussière, l'amalgamation de cette dernière, la fonte pour cuivre noir désargenté et, enfin, l'affinage du cuivre.

Nous n'entrerons pas dans le détail de toutes ces opérations que nous étudierons en particulier dans le chapitre relatif au traitement des minerais complexes d'or, d'argent et de bas métaux par voie de fusion. On comprend sans peine, d'après ce rapide exposé, quelle était la complication de la méthode anciennement suivie ; nous ajouterons que les pertes en métaux précieux étaient considérables, et que les résultats économiques constituaient le gouvernement en perte jusqu'au jour où il a fait étudier par M. Hauch un nouveau traitement, combinaison ingénieuse de la voie sèche et de la voie humide, actuellement suivie à Zalathna, et dont nous donnerons la formule. Nous nous attacherons surtout à développer les points qui peuvent fournir d'utiles indications pour la fabrication des *sous-produits*, fabrication que nous considérons, ainsi que nous l'avons dit, comme le point de départ des perfectionnements à introduire dans le traitement par voie humide des minerais d'or et d'argent.

Aperçu de la nouvelle méthode de Zalathna. — La méthode actuelle comprend :

La concentration de l'or et de l'argent ;

L'extraction de l'or et de l'argent par le plomb ;

L'extraction du cuivre ;

La fabrication des produits accessoires.

La plus grande partie des minerais traités à Zalathna consiste dans les schlichs, analogues aux *concentrés* des moulins à or américains ; ce sont, par conséquent,

des sulfures qui doivent être grillés pour être transformés en oxydes destinés à scorifier le quartz des gangues dans la fonte crue.

Le grillage de cette matière pulvérulente s'effectue en partie dans des fours, en partie en tas. On perd ainsi le soufre d'une certaine proportion de minerais, mais on s'est résigné à cette perte pour obtenir dans le grillage en tas, poussé jusqu'à une demi-fusion de la matière, des résidus grillés un peu agglomérés destinés à faciliter la marche du four à cuve, marche que l'on aurait de la peine à conduire avec des matières exclusivement pulvérulentes, telles que celles que fournissent les fours.

Nous indiquerons ultérieurement comment l'on procède, en pareil cas, dans les fontes pour mattes, en Amérique, en agglomérant les poussières à la machine. On peut donc supposer dans une installation nouvelle que la totalité des sulfures en poudre, schlichs ou tailings, peut être grillée dans des fours comme à Zalathna pour produire de l'acide sulfurique.

Fours de grillage à tablettes pour fabrication d'acide sulfurique. — Les fours de grillage à tablettes de Zalathna, analogues à ceux qui sont employés dans toutes les fabriques d'acide sulfurique à l'aide des menus de pyrites, ont intérieurement 2 mètres de longueur et 1 mètre de largeur; chaque four a 5 ou 7 tablettes en maçonnerie réfractaire, sauf la dernière, qui est en tôle. Ces tablettes ont 10 centimètres d'épaisseur et sont séparées par des intervalles de 12 centimètres. Elles laissent vers une de leurs extrémités un passage de 0^m,52 pour la descente du schlich et la circulation du gaz. De petites portes permettent de remuer la matière au moyen de râbles et de crochets et de la faire descendre d'une tablette sur la suivante. La tablette inférieure est percée d'une ouverture fermée par une trappe que l'on ouvre pour l'enlèvement du produit grillé.

Les gaz de la combustion arrivent par un grand conduit, commun à plusieurs fours accolés, dans une chambre en maçonnerie où se déposent les poussières entraînées, puis se rendent dans les chambres de plomb ou dans les tours à soufre que nous décrirons ultérieurement. Le tirage pour chaque four est réglé par un registre.

Il n'est pas nécessaire de pousser à fond le grillage, et l'on fait ordinairement baisser la teneur en soufre de 40 % dans le minerai à 6 à 8 % dans le produit grillé.

On compte, comme frais de grillage, par tonne de minerai, 2 fr. 10 de main-d'œuvre et 50 centimes d'entretien des appareils.

Fonte crue. — Nous ne décrirons pas cette opération telle qu'elle s'effectue à Zalathna, car nous aurons l'occasion de revenir sur la fabrication des mattes dans des fours à cuves plus perfectionnés que les types anciens dont on fait encore usage dans cette localité. Qu'il nous suffise de dire que l'on scorifie dans cette fusion le quartz et le fer, en réunissant dans la matte les métaux précieux et les métaux secondaires, cuivre et plomb.

Pulvérisation de la matte crue. — La matte crue est pulvérisée dans un broyeur à boulets analogue à celui que nous avons décrit (Voir p. 95).

Attaque de la matte crue par l'acide sulfurique. — On traite la matte crue ainsi que la matte de la fonte plombreuse par l'acide sulfurique étendu dans des cuves spéciales en bois doublées de plomb. Entre le bois et la doublure de plomb il y a un certain intervalle dans lequel on fait circuler de la vapeur à basse pression.

La cuve est à section carrée de 1^m,50 de côté; sa hauteur est de 2 mètres; à l'intérieur se meut mécaniquement un agitateur en bois. Un tuyau en plomb descend de la partie supérieure fermée jusque dans le liquide qui remplit l'appareil en fonctionnement; c'est par cette ouverture que l'on introduit la matte pulvérisée. Un autre tuyau sert au dégagement de l'acide sulfhydrique produit par l'attaque; enfin, une troisième ouverture, à fermeture hydraulique, permet de régler, sans danger, l'échappement de l'acide sulfhydrique lorsque la production d'acide sulfureux des autres appareils est insuffisante pour agir sur l'acide sulfhydrique et produire du soufre, ainsi que nous l'expliquerons tout à l'heure. Avant d'abandonner dans l'atmosphère l'excès d'acide sulfhydrique, on le brûle au moyen de grilles à gaz pour le transformer en vapeur d'eau et en acide sulfureux moins délétère; mais comme il faut être sûr, pour éviter les explosions, que la cuve ne contient pas d'air, on laisse d'abord le gaz s'échapper par l'ouverture à fermeture hydraulique et on ferme cette dernière quand l'air a été totalement expulsé.

Mode de travail. — On remplit presque complètement l'appareil d'acide sulfurique à 20 ou 22° B.; on ajoute ensuite progressivement, en 12 heures, 400 kilogrammes de matte, en faisant mouvoir l'agitateur et en chauffant à la vapeur. On continue l'agitation pendant 12 heures, puis on laisse reposer pendant 6 heures. On décante le liquide, on enlève le résidu solide et on introduit de nouveau de l'acide sulfurique pour l'opération suivante. L'opération dure ainsi 36 heures.

La matte pauvre perd environ la moitié de son fer et une proportion correspondante de soufre. Elle laisse un résidu de 25 % environ où se concentrent l'or et l'argent, ainsi que le cuivre.

Pour 6 appareils en marche traitant 1 600 kilogrammes de matte en 24 heures, on emploie 15 hommes pour toutes les manipulations. On consomme par tonne de matte 1 680 kilogrammes d'acide sulfurique à 50° B.

Utilisation du sulfate de fer produit. — Les dissolutions de sulfate de fer décantées sont introduites pour se clarifier dans des cuves semblables aux cuves d'attaque chauffées, mais sans agitateurs; puis, on les fait traverser de bas en haut un filtre qu'elles baignent complètement, ce qui évite la formation de cristaux sur le filtre; elles passent de là dans des cristallisoirs tout à fait analogues à ceux que nous avons décrits à l'occasion de la fabrication du sulfate de cuivre (voir p. 15).

Le sulfate de fer a pris une place importante dans les besoins de l'agriculture et trouve acquéreurs en tout pays; il est, de plus, un des réactifs employés dans l'industrie et, ainsi que nous l'avons vu, il a pris place dans les réactions de la métallurgie.

Utilisation de l'acide sulfhydrique produit. — On avait depuis longtemps songé à utiliser la réaction de l'acide sulfureux sur l'acide sulfhydrique en présence de l'eau pour produire du soufre; mais ce n'est que récemment qu'on a résolu les difficultés pratiques de l'opération. Le soufre formé passe, en effet, à travers tous les filtres et ne se dépose pas. De plus, il se forme une certaine quantité d'acide pentathionique qui entraîne la perte d'une quantité correspondante de soufre. Après les essais infructueux de nombreuses inventions, Schaffner et Helbig ont reconnu qu'une dissolution de chlorure de calcium précipite rapidement le soufre laiteux et qu'en présence d'une certaine quantité d'eau il ne se produit que très peu d'acide pentathionique.

Tours à soufre. — Voici le dispositif adopté pour utiliser la réaction dans les *tours à soufre*.

Les tours sont carrées et construites en bois de sapin de 0^m,07 d'épaisseur. Elles ont une section intérieure de 0^m,60 de côté et 11 mètres de hauteur. Elles sont munies d'une série d'étagères en chicane, sur lesquelles coule la dissolution de chlorure de calcium amenée au sommet par une pompe. Des ouvertures permettent de nettoyer les tablettes de l'extérieur. L'orifice d'entrée de l'acide sulfureux, introduit à l'aide d'un petit ventilateur à cames, est à 1^m,70 de hauteur; il a 20 centimètres de diamètre. L'acide sulfhydrique, amené des appareils d'attaque dans une caisse de distribution à fermetures hydrauliques, entre dans la tour presque à sa base par un trou de 18 centimètres de diamètre.

Les tours sont maintenues par des charpentes avec escaliers pour le nettoyage des tablettes. Le soufre formé est entraîné par la dissolution du chlorure de calcium qu'on recueille au bas de la tour et qu'on amène dans une cuve en bois munie d'un agitateur mécanique qui accélère le rassemblement du soufre. Des cuves qui lui font suite permettent le dépôt du soufre.

La dissolution de chlorure de calcium décantée est additionnée de calcaire; la petite quantité d'acide sulfurique qui s'est formée dans la tour ayant attaqué l'excès de chlorure de calcium a formé du sulfate de chaux et de l'acide chlorhydrique que le calcaire sature en régénérant du chlorure de calcium.

Purification du soufre. — Le soufre ainsi produit est difficile à purifier et à fondre à cause de la quantité de sulfate de chaux qu'il renferme. Schaffner a eu recours à la fusion dans l'eau à une pression de 1 atm. 75. L'eau enlève une petite quantité de chlorure de calcium restée en mélange; le sulfate de chaux forme une poudre cristalline qui reste en suspension pendant que le soufre se rassemble à la partie inférieure de la chaudière d'où on peut le couler. On ajoute une petite quantité de lait de chaux qui sature les acides libres et qui, de plus, en donnant naissance à du sulfure de calcium peut enlever l'arsenic, s'il y en a, à l'état de sulfosel.

L'appareil de Schaffner est un cylindre à double enveloppe en tôle et en fonte avec agitateur, muni de tubulures pour l'introduction de la vapeur. La chaudière a 3^m,60 de longueur et 80 centimètres de diamètre; on y produit 250 kilogrammes de soufre par jour. Ce soufre peut être converti en sulfure de carbone pour les besoins de l'agriculture.

TROISIÈME SECTION

TRAITEMENT PAR VOIE DE FUSION DES MINÉRAIS COMPLEXES D'OR, D'ARGENT ET DE BAS MÉTAUX

CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES

A mesure que l'industrie minière se développe dans un centre métallifère, la diversité des minerais extraits conduit à l'emploi de procédés métallurgiques de plus en plus compliqués, permettant d'utiliser, en totalité ou en partie, les métaux divers associés aux métaux précieux dans les minerais complexes.

Dans certaines régions des États-Unis, et dans le Colorado en particulier, l'or et l'argent, toujours associés, même dans les filons de quartz aurifère proprement dits, s'y rencontrent, en proportions relatives plus ou moins grandes, dans presque toutes les espèces minérales : la pyrite de fer, la pyrite de cuivre, le cuivre gris, les polybasites, la galène, la blende, etc., contiennent des proportions d'or et d'argent rarement négligeables.

On comprend, dès lors, qu'il se soit créé dans cette région des établissements métallurgiques destinés à extraire économiquement non seulement les métaux précieux, mais encore les bas métaux qui les accompagnent.

Les réseaux de chemins de fer dont sont dotés les territoires ou États miniers de l'Union permettent l'arrivage économique des minerais les plus divers dans un centre convenablement choisi. Cette concentration possible présente les plus grands avantages, puisqu'une seule exploitation minière, eût-elle, d'ailleurs, les ressources suffisantes pour créer une exploitation métallurgique, ne possède pas d'ordinaire, par elle-même, dans le minerai d'un filon unique les éléments constants et convenables d'un lit de fusion approprié au traitement compliqué que doivent subir les minerais complexes.

Ce traitement, dans ses grandes lignes, peut se résumer de la façon suivante :

On doit concentrer, par voie de fusion, les métaux précieux dans un ou plusieurs produits intermédiaires, en profitant de leur affinité pour les bas métaux qui les accompagnent, et opérer ultérieurement leur séparation.

Suivant la prédominance du cuivre ou du plomb dans les minerais accessibles dans le périmètre d'une usine métallurgique, c'est à l'aide de *fontes cuivreuses*

ou de *fontes plumbeuses* que la concentration, dont nous venons de parler, pourra s'effectuer.

Il est à remarquer que, si la fonte plumbeuse a un intérêt capital, au point de vue de l'extraction de l'argent, puisque l'association du plomb et de l'argent est dans la nature une loi générale, l'extraction de l'or des minerais complexes doit, au contraire, tendre de plus en plus à s'effectuer par voie de fonte cuivreuse. En effet, d'une part, l'affinité de l'or pour le cuivre est tout aussi marquée que celle de l'argent pour le plomb et permet d'opérer sans pertes sensibles les opérations de concentration du traitement, et, d'autre part, dans les districts miniers riches en minerais complexes, ce sont surtout les *venues* de cuivre sous forme de pyrites cuivreuses, de cuivres gris ou de polybasites, qui accompagnent les venues d'or; de même que le plomb, sous forme de galène et le zinc sous forme de blende, accompagnent les venues d'argent.

S'il est rare de trouver réunies toutes les conditions qui peuvent motiver la construction d'une usine métallurgique complète, destinée à résoudre le problème de l'extraction des métaux précieux et de l'utilisation des bas métaux, on peut toujours, à condition que le combustible ne fasse pas défaut, produire, sur les lieux d'extraction, ces composés intermédiaires connus sous le nom de *mattes* qui renferment, sous un poids restreint, la presque totalité des métaux utilisables contenus dans les minerais. Ces produits peuvent supporter les frais de transport jusqu'à des usines centrales.

Le traitement des *mattes* cupro-argentifères et aurifères trouvera sa place dans la description de l'usine que nous prendrons pour type du traitement des minerais les plus compliqués; mais, nous plaçant au point de vue d'une exploitation restreinte et de l'utilisation des produits d'un gisement fournissant des minerais cuivreux aurifères, nous ne croyons pas inutile de consacrer un paragraphe spécial à la fabrication des *mattes*, ce qui nous fournira l'occasion de montrer les simplifications que les Américains, avec leur esprit pratique, ont apportées dans cette branche de la métallurgie.

Nous examinerons ensuite les procédés usités en Amérique pour opérer la *fonte plumbeuse* et l'extraction des métaux précieux concentrés dans le *plomb d'œuvre* (*base-bullion*). Enfin, un exemple pris en Europe nous servira à montrer la complication qui résulte du traitement simultané, pour plomb et pour cuivre, des minerais qui renferment à la fois ces deux métaux associés aux métaux précieux.

CHAPITRE PREMIER

TRAITEMENT DES MINÉRAIS COMPLEXES D'OR, D'ARGENT ET DE CUIVRE

§ 1. FABRICATION DES MATTES

Sans nous étendre sur les principes qui doivent guider dans la fusion pour mattes des minerais cuivreux, principes si bien établis dans la métallurgie du cuivre de Grüner (*Encyclopédie chimique*) et en nous plaçant au point de vue spécial de mattes cuivreuses devant contenir des métaux précieux, nous rappellerons seulement, en quelques mots, la série de conditions que l'on a à remplir pour le succès de l'opération. Nous nous étendrons plus longuement sur la description des appareils à l'aide desquels les Américains sont arrivés à mettre à la portée de tous la production de mattes, tandis qu'en Europe cette fabrication semblait être l'apanage de quelques usines spéciales mettant en œuvre tous les perfectionnements de la métallurgie moderne.

Si quelquefois, comme on le constate trop souvent, les principes métallurgiques font défaut dans les innombrables camps miniers des États et territoires de l'Union, et si les mineurs s'imaginent à tort qu'il suffit de mettre dans un four un minerai quelconque avec des traces de cuivre ou de plomb pour obtenir des lingots (*base-bullion*), il n'en est pas moins vrai que la cause de leur insuccès ne tient pas aux appareils d'une remarquable simplicité que leur fournissent les constructeurs spéciaux; parmi ces derniers appareils nous devons mentionner en première ligne le four à enveloppe d'eau ou *water-jacket*.

Si l'on peut dire que le *pan* est la caractéristique des opérations d'amalgamation aux États-Unis, on peut ajouter que le *water-jacket* y est devenu la caractéristique des opérations de fusion. Ce genre de four, répandu à profusion en Amérique, mérite une description toute spéciale qui trouvera sa place après l'exposé des principes de la méthode de traitement.

α. PRINCIPES DE LA MÉTHODE ET MARCHÉ DES OPÉRATIONS.

Nature des minerais. — Les minerais cuivreux, avec métaux précieux, que l'on peut soumettre à la fonte, sont rarement des minerais oxydés ou carbonatés; lors même que l'on aurait affaire à des minerais de ce genre, qui

peuvent quelquefois fournir directement par simple fusion au four à manche, du cuivre métallique impur, ou *cuivre noir*, il ne faut pas songer, dans l'état actuel de la métallurgie, à produire la concentration des métaux précieux dans un composé exclusivement métallique. On peut bien espérer, dans l'avenir, le développement de l'affinage par électrolyse des cuivres contenant de l'or ou de l'argent, opération encore bien peu répandue, quoique très efficace; mais, pour le moment, les cuivres contenant des métaux précieux ne sont pas payés à leur valeur relative, et lorsqu'ils trouvent acheteurs, les frais de traitement qui leur sont appliqués et les déductions considérables qu'on leur fait subir comme teneur en or et en argent, doivent faire préférer la production d'une matte, même dans le cas où le lit de fusion naturel ne serait pas appelé à former ce composé.

Dans ce cas, le moyen tout indiqué est l'addition de pyrites au lit de fusion, pyrites de fer ou de cuivre, que presque toujours on peut se procurer dans la région aurifère, soit en achetant aux mines des minerais de ce genre, soit en achetant aux moulins à or *leurs concentrés*. Indépendamment de l'élément soufre que ces produits sont appelés à fournir au lit de fusion, ils apportent l'élément fer nécessaire à la formation d'une scorie fluide, et, en outre, le plus souvent, leur contingent de métaux précieux.

Si l'on a à sa disposition, dans un rayon assez rapproché, des gisements de gypse ou sulfate de chaux, l'addition de ce minéral en plus ou moins grande quantité au lit de fusion a le double effet de fournir, comme les pyrites, l'élément soufre, et de plus un élément basique, la chaux, qu'il est presque toujours nécessaire d'introduire dans le lit de fusion ordinairement trop siliceux.

Le cas général pour les minerais cuivreux du genre de ceux qui nous occupent est, au contraire, la prédominance des minerais sulfureux; si bien qu'en admettant même que tous les éléments d'une bonne scorie se rencontrent dans le minerai lui-même ou que l'on puisse facilement se procurer les fondants appropriés, il arriverait presque toujours que la fonte directe du minerai produirait une matte trop pauvre en cuivre. En vertu des affinités que le soufre, le fer et le cuivre ont entre eux, il se produit naturellement, dans un four de fusion quel qu'il soit, une matte bien connue sous le nom de *matte-bronze* dans l'ancienne métallurgie du pays de Galles, analogue, comme composition, à la *chalcopyrite* naturelle, c'est-à-dire comprenant chacun de ses trois éléments par parties égales.

Nous ferons voir que cette matte à 33 % de cuivre devrait être traitée à nouveau pour en séparer économiquement les métaux précieux; aussi n'est-ce pas celle que l'on doit s'efforcer de produire dans le four de fusion et, d'ordinaire, les minerais doivent être grillés avant la fonte pour expulser l'excédent de soufre qu'ils contiennent.

Ce grillage, dans le cas de la présence des métaux précieux, élimine en outre une grande partie des métaux nuisibles, arsenic et antimoine, presque toujours présents. En résumé, la fabrication de la matte cuivreuse comprend presque toujours un grillage du minerai et une fonte subséquente.

Grillage du minerai. — L'opération du grillage a déjà été décrite dans

tous ses détails et les nombreux appareils que l'on a à sa disposition ont été déjà étudiés dans la Première Section de ce volume; nous n'y reviendrons donc pas. Le grillage en tas, lorsqu'il est possible, doit naturellement être préféré; les grillages au four à réverbère ou aux cylindres rotatifs devront être respectivement choisis, suivant les conditions de la localité.

Fondants. Composition du lit de fusion. — Il est bien rare que le minerai tienne par lui-même tous les éléments d'un bon lit de fusion; presque toujours le quartz prédomine dans sa composition et l'addition de fondants s'impose.

Il est à peine nécessaire de dire que l'on doit réduire, autant que possible, la masse stérile à fondre, pour réduire les frais de combustible, élément prédominant du prix de revient.

Lorsque l'on peut arriver à une association de minerais dont l'ensemble présente précisément la composition convenable pour produire une scorie sur laquelle nous reviendrons pour en préciser les éléments favorables, ainsi que cela arrive dans les grands établissements métallurgiques, que nous décrirons en détail, on n'a pas besoin d'avoir recours aux fondants accessoires; mais il en est rarement ainsi, et presque toujours l'addition de fondants est nécessaire.

Les fondants que l'on peut presque partout se procurer économiquement sont l'oxyde de fer et la chaux: l'oxyde de fer sous forme de minerai de fer ou de pyrites de fer grillées et la chaux sous forme de calcaire ajouté tel quel dans le four. A ces fondants primordiaux viennent, dans quelques cas, s'ajouter les minerais de manganèse, offrant souvent des traces de métaux précieux, les dolomies et même le gypse, suivant les observations précédentes.

Enfin, le spath-fluor, en très petite quantité, peut être employé pour donner, à des scories basiques la fluidité convenable. On doit remarquer que la manganèse donne aux scories une fluidité supérieure à celle que lui communique l'équivalent d'oxyde de fer.

A l'égard de ces fondants, nous devons faire observer que dans les appareils usuels que nous allons décrire, il est préférable d'avoir des fondants métalliques au lieu de fondants terreux, et qu'ainsi le fer ou le manganèse doivent être surtout recherchés.

La composition du lit de fusion est tellement variable, que nous ne pouvons donner que quelques règles générales, le métallurgiste devant, dans chaque cas particulier, faire une étude approfondie des minerais qu'il est appelé à fondre, des ressources que lui offre le pays environnant et des conditions économiques dans lesquelles peut se faire l'achat de minerais convenables ou de fondants appropriés. L'étude théorique n'est même pas suffisante, et ce n'est qu'après des tâtonnements, parfois très longs, que l'on arrive à bien composer un lit de fusion normal et à parer aux accidents qui se produisent dans la marche du four.

Scories. — En principe, pour des minerais cuivreux, il est admis que l'on ne doit pas avoir de scories trop acides, non seulement pour ne pas déterminer la dissolution en pure perte, dans ces scories, d'une trop forte propor-

tion de cuivre, mais surtout pour ne pas déterminer des pertes, encore bien plus capitales, en métaux précieux. L'allure très chaude qui caractérise la marche du *water-jacket*, ainsi que nous le verrons bientôt, peut causer non seulement des pertes par volatilisation, mais aussi des pertes par formation de silicates multiples des métaux précieux et des bas métaux.

S'il est admis, en matière de métallurgie pratique aux États-Unis, qu'il est quelquefois plus avantageux de se résigner à perdre 2 et même 3 % de cuivre dans la scorie, pour obtenir, par une marche rapide, un rendement économique, on doit tendre à appauvrir la scorie en deçà de cette limite pour le cuivre, ce qui entraîne, comme conséquence, l'appauvrissement de cette même scorie en métaux précieux.

Nous avons reconnu, par notre propre expérience, que l'on peut obtenir, même avec des mattes riches, c'est-à-dire avec des mattes tenant de 60 à 70 % de cuivre, des scories à environ 1 % de cuivre et d'une teneur tout à fait insignifiante en métaux précieux. Comme règle générale, on peut d'ailleurs admettre que plus la matte est pauvre, plus la scorie l'est également, toutes choses égales d'ailleurs, et que, s'il est facile d'obtenir en marche régulière, ainsi que cela a lieu, par exemple, au Mansfeld, des scories à moins d'un 1/2 % de cuivre, ce n'est qu'à la condition de produire, en première fusion, des mattes à 50 ou 35 % de cuivre qui concentrent, d'ailleurs parfaitement, tout l'argent du minerai.

Lorsque l'on a, en même temps que de l'argent, de l'or dans les minerais, nous verrons en détail dans l'exemple de l'usine d'Argo (voir p. 199) que, par une curieuse réaction, l'or se concentre, à la fusion, dans les *fonds cuivreux*, ou *bottoms*, produits en même temps que la matte riche dans la fusion, tandis que l'argent reste en grande partie dans la matte.

C'est surtout en raison de ce phénomène que l'on doit s'attacher à produire des mattes riches dans la métallurgie des minerais complexes, sinon en première fusion, du moins dans la série des opérations du traitement.

Comme exemple de composition de scories de minerais de cuivre fondus au *water-jacket*, nous citerons celles des établissements du *Boleo* (Basse-Californie, Mexique) qui présentent, en marche régulière, la composition suivante :

Silice.	41.60
Alumine.	10.26
Oxyde de fer.	15.57
Oxyde de manganèse	19.76
Chaux.	5.50
Magnésie	6.12
CuO	1.12
	99.93
Cuivre métallique.	0.90 %

Si l'on calcule le rapport de l'oxygène de la silice à celui des bases réunies, on voit que l'on se rapproche de la formation d'un sesquisilicate préconisé par Grüner.

Dans beaucoup d'usines américaines, où la fusion *intensive* est surtout l'objectif, la proportion d'oxyde de fer est beaucoup plus considérable, et l'on se rapproche des *protosilicates*. La fusibilité de ces derniers, surtout lorsqu'ils sont à bases multiples, fait passer sur l'inconvénient d'une augmentation de teneur des scories, car il est à remarquer, comme fait d'observation, que des scories à 30 ou 35 % de silice, tout aussi bien que celles qui dépassent la limite des *sesquisilicates*, et offrent de 45 à 50 ou 52 de silice, sont presque toujours supérieures, comme teneur en cuivre, à la limite pratique de 1% environ que nous avons assignée.

Lit de fusion. — Les minerais complexes à métaux précieux, soit qu'ils proviennent de mines appartenant au même propriétaire, soit qu'ils proviennent d'achats faits dans différentes régions, exigent toujours, non seulement un essai pour or et pour argent, mais encore une analyse complète fixant la proportion dans laquelle chaque lot devra entrer dans la formation du lit de fusion. Aussi, généralement, ne doit-on pas se contenter, comme on peut le faire dans le cas de minerais cuivreux provenant de gisements constants dans leur nature, de mettre à part, dans des trémies (*ore bins*), les différentes classes, pour charger dans chacune de ces trémies un nombre déterminé de brouettes.

Il est plus convenable, autant pour éviter les défauts de surveillance que pour assurer une régularité parfaite du lit de fusion, de préparer d'avance les charges correspondant à un certain temps de marche, en exécutant, sur une aire plane (*mixing-floor*), le mélange convenable des éléments du lit de fusion. Ce mélange se fait ordinairement en étalant horizontalement et par couches successives les diverses sortes de minerais et de fondants, de telle sorte qu'une tranche verticale représente le lit de fusion convenable. Le minerai est préalablement concassé au concasseur à mâchoires et brouetté sur le tas dans les petites exploitations, ou roulé sur des voies supérieures et déversé avec des couloirs mobiles, dans les grandes exploitations. Le calcaire, lorsqu'on l'ajoute au lit de fusion, est ordinairement mis à part et ajouté au moment de la charge en assez gros morceaux.

b. APPAREILS DE FUSION.

La nature et le prix du combustible que l'on a à sa disposition influent sur le genre de four que l'on peut choisir pour opérer la fusion pour matte. Avec le bois ou la houille on peut opérer au four à réverbère; le four à manche *water-jacket* exige l'emploi du coke ou du charbon de bois.

Pour éviter les redites, nous ne parlerons ici que du *water-jacket*, car, dans la description de l'usine d'*Argo*, nous aurons l'occasion d'étudier la fonte au four à réverbère. Nous ferons seulement remarquer que le réverbère utilise beaucoup moins bien le calorique que le *water-jacket*, qu'il exige une main-d'œuvre spéciale, et que, par suite, on ne doit adopter son emploi que dans les localités où tout transport de machinerie deviendrait trop difficile ou trop coûteux.

Water-jacket. — L'action corrodante des scories ferrugineuses sur les briques formant la cuve des anciens fours, entraînant comme conséquence de courtes campagnes et de fréquentes réparations, avait depuis quelque temps fait songer, en Europe, à l'emploi de parois métalliques refroidies par un courant d'eau. Le four *Pils*, employé depuis une vingtaine d'années dans la métallurgie du plomb, est un véritable *water-jacket*. Mais ce dernier appareil, dont l'usage est resté assez restreint en Europe, devait prendre aux États-Unis un immense développement et y acquérir un cachet d'origine dont les constructeurs américains ont su profiter puisqu'ils fournissent même en Europe leurs fours de ce modèle.

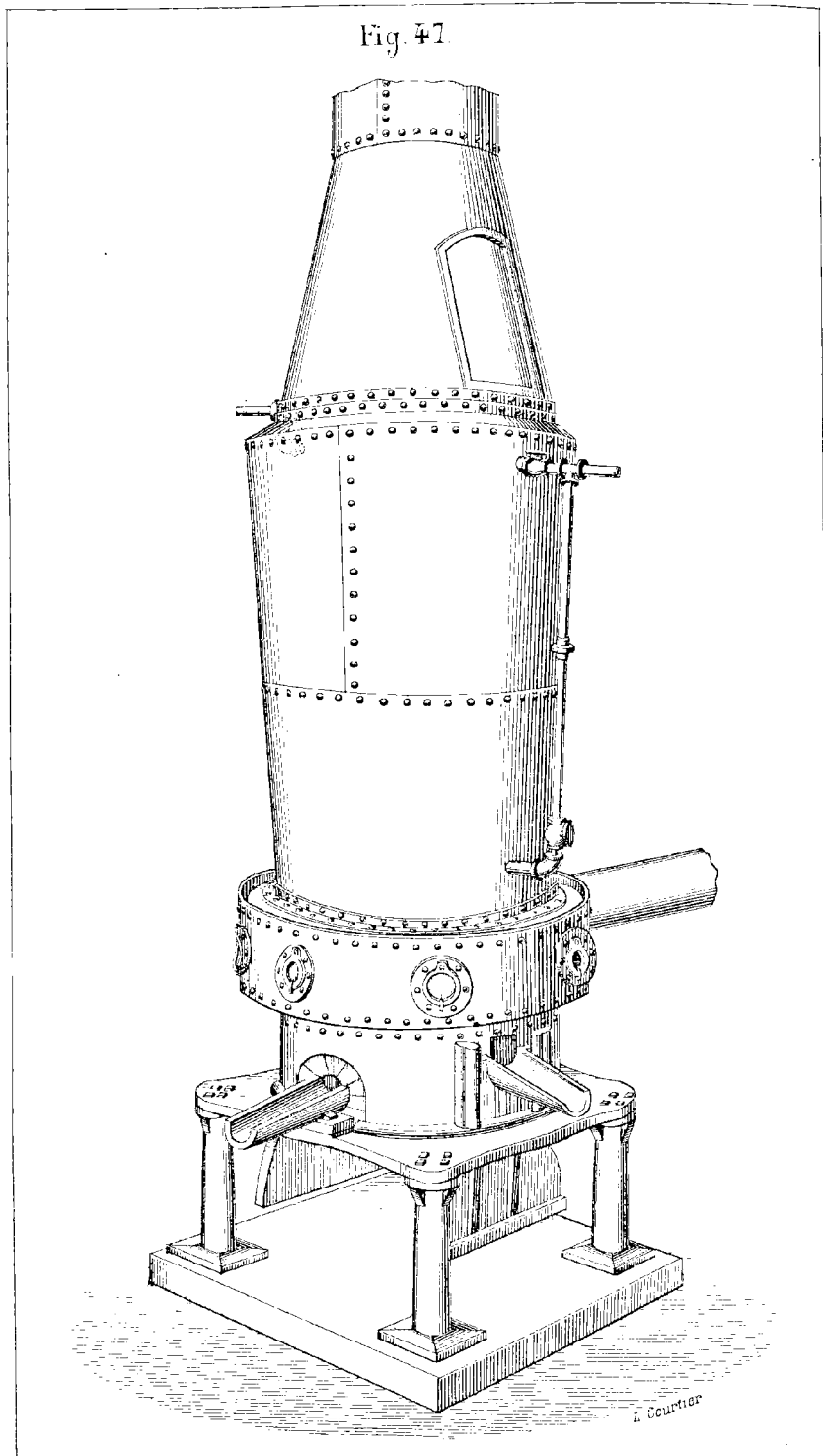
Il est probable que la difficulté de se procurer de bonnes briques réfractaires dans les nombreux camps miniers de l'Union a été la cause déterminante de cette véritable évolution métallurgique; mais on a bientôt reconnu à ces sortes de four d'autres avantages que la facilité de se les procurer dans tous les grands centres industriels et de les mettre immédiatement en activité sans préparatifs de fondations. La possibilité d'augmenter le nombre de tuyères et, par suite, de pousser la température dans la zone de fusion à un degré tout à fait inconnu dans les anciens fours, et, comme conséquence immédiate, l'augmentation inouïe de la *capacité* d'un four de petites dimensions, devaient être suivies d'un engouement général, si l'on peut s'exprimer ainsi, dans un pays où il faut beaucoup produire, en peu de temps, comme aux États-Unis. Il est certain que l'on reste étonné lorsque l'on se rappelle les productions de quelques tonnes par jour des anciens fours suédois pour cuivre, par exemple, et qu'on la compare à la production de 50 tonnes par jour, fondues dans les petits *water-jackets* circulaires, partout répandus aux États-Unis, et aux productions de plus de 100 tonnes passées dans des *water-jackets* rectangulaires, dont la hauteur ne dépasse pas 2 ou 3 mètres, et qui pourraient lutter, comme chiffre de tonnes passées, avec beaucoup de nos anciens hauts fourneaux.

Nous décrirons, en premier lieu, le *water-jacket*, dit de 30 tonnes, qui se fabrique couramment dans tous les ateliers de construction de l'Est ou de l'Ouest des États-Unis, car il est bien le type de ces dispositifs simples et économiques que les constructeurs mettent à la disposition du public, et qui peuvent s'appliquer *de plano* à la fusion des minerais les plus divers, sans exiger de connaissances métallurgiques spéciales.

Petit water-jacket circulaire. — Le croquis suivant (voir pl. XX, fig. 47) indique la construction du petit *water-jacket* circulaire adopté aux États-Unis pour la fabrication des mattes sur une petite échelle. La dimension intérieure est de 33 pouces ($0^m,825$) de diamètre aux tuyères. La hauteur est de 7 pieds ($2^m,10$) du niveau des tuyères au plancher de chargement.

L'enveloppe (*jacket*) à circulation d'eau est faite en tôle de $1/4$ de pouce d'épaisseur, soigneusement rivée et est garnie de pièces en bronze formant tuyères. Une boîte à vent, raccordée au tuyau de la soufflerie, présente des ouvertures correspondantes aux tuyères; ces ouvertures sont bouchées par un couvercle mobile avec plaque de mica, de façon à permettre l'introduction du

Fig. 47.



Auto-imp. L. Courtier, 43, rue de Danekerque, Paris.

riégard en cas d'obstruction des tuyères, que la plaque de mica permet d'observer.

Le creuset est construit en briques réfractaires et en brasque, et repose sur un fond en fonte, en deux parties assujetties à la plaque de support, portée elle-même par quatre colonnes en fonte. Ce fond peut s'ouvrir en cas d'arrêt ou de réparations pour démolir le creuset et évacuer la charge en cas de mauvaise marche et de mise hors feu.

Une hotte, avec porte de chargement, surmonte le gueulard; elle est munie d'un registre à la partie supérieure de la cheminée en tôle, de façon à pouvoir laisser échapper à volonté les gaz dans l'atmosphère ou à permettre qu'ils se dirigent dans un tuyau raccordé à la hotte qui descend vers les chambres à poussières en connexion avec la cheminée d'appel.

Le courant d'eau qui doit entretenir le *jacket* est amené par un tuyau branché sur une conduite et ressort, après échauffement, par la partie supérieure.

Ventilateurs. — Les ventilateurs employés en Amérique pour le soufflage des *water-jackets* appartiennent à deux types, le *Root* et le *Baker*, basés sur le même principe et différant seulement par quelques détails de construction. Chacun d'eux comporte plusieurs numéros, suivant leur puissance.

Nous donnons ci-après (fig. 48) le croquis d'un ventilateur *Root*, et dans le tableau suivant les éléments de son fonctionnement :

N°	FORCE en chevaux nécessaire	VITESSE minimum par minute	VITESSE maximum par minute	DIAMÈTRE du tuyau d'échappe- ment en pouces	DÉPLACEMENT par révolution en pieds cubiques	POIDS en livres	PRIX en dollars
1	3 1/2	tours 225	tours 375	8	3	1 400	290
2	5 1/2	200	325	10	5	1 836	340
3	8	175	500	12	8	2 740	466
4	11 1/2	150	275	14	13	4 011	625
5	17 3/4	125	250	16	23	6 385	925
6	27	100	200	20	42	10 811	1 350
7	40	75	175	24	65	16 000	1 800

Les ventilateurs *Root* et *Baker* ont souvent leur machine motrice adaptée sur le même bâti.

L'usage de ces ventilateurs automoteurs est tout indiqué lorsqu'il s'agit de l'installation d'un four unique et l'on peut même faire valoir de bonnes raisons en faveur d'un ventilateur automatique spécial à chaque four lorsqu'il s'agit d'installations plus développées.

En traduisant, en mesures métriques, les données ci-dessus pour le Root n° 4 qui est ordinairement adopté pour le type et les dimensions du four ci-dessus décrit, on voit qu'une force de 12 chevaux environ est nécessaire si elle est prise sur une transmission, bien que la machine, lorsqu'elle est montée sur le même bâti, soit suffisante avec 10 chevaux de force.

Ce ventilateur, au maximum de vitesse de 275 tours par minute, déplace 15 p. c. \times 275 par minute, soit 100 mètres cubes d'air en chiffres ronds. A la pression de $\frac{3}{4}$ de livre par pouce carré, correspondant à une hauteur de 53 centimètres environ, mesurée au manomètre à eau.

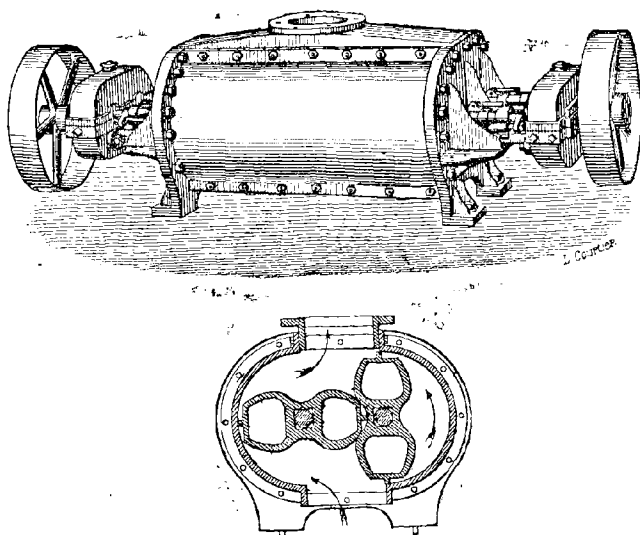


Fig. 48.

On ne saurait trop recommander dans la marche des ventilateurs, lorsque plusieurs de ces appareils sont branchés sur une conduite unique, de donner à cette dernière de très grandes dimensions. Les mécomptes souvent éprouvés, et l'insuffisance apparente des ventilateurs de ce système, ne tiennent pas à d'autres causes qu'à des pertes de charge dues à des frottements trop considérables dans des tuyaux ou trop longs ou de trop petits diamètres.

Il est de toute nécessité d'avoir des conduites bien étanches à l'air; ordinairement elles sont, pour l'extérieur, en tôle galvanisée. La fonte peut être employée pour des conduites souterraines.

Un ventilateur Root bien construit, bien graissé, et à l'abri des poussières, peut faire, sans réparations, de très longues campagnes.

Conduite du travail. — **Mise en feu.** — Le creuset étant muni de sa garniture en briques réfractaires appuyées sur le fond et la paroi circulaire, et jointoyées avec de l'argile réfractaire, on forme le bassin en brasque avec toutes les précautions usitées en pareil cas, c'est-à-dire en tamponnant, à

l'aide d'outils en fer chauffés, la brasque étalée en couches successives, de manière à former une masse bien compacte.

Après séchage à l'air du creuset, on allume un feu de bois à l'intérieur, en laissant ouverts les trous de coulée ménagés dans la brasque pour la scorie et la matte. Puis on charge le combustible petit à petit et quand il est bien allumé jusqu'au-dessus des tuyères, on bouche les trous de coulée; celui des scories est bouché avec un tampon d'argile, celui des mattes avec un bout de tuyau de 5 à 7 centimètres de diamètre tamponné d'argile à l'extérieur. On donne alors progressivement le vent, en chargeant le combustible ordinaire et de petites charges de scories, ou des charges réduites de minerai si l'on procède à une première campagne. Lorsque les charges sont arrivées à 30 centimètres environ du gueulard, on pousse le vent jusqu'à obtenir une pression de 3 onces par pouce carré ou de 0^m,15 d'eau au manomètre si c'est du charbon de bois que l'on emploie, ou de 0^m,25 si le coke sert de combustible.

Les gaz de la combustion sortent en partie, en brûlant, par le tuyau aménagé dans le trou de coulée des mattes, et l'on obtient ainsi le rapide échauffement du creuset, l'enlèvement des cendres et du menu coke, et l'on prévient le refroidissement des premières scories formées qui *gèleraient* (*freesing*) dans le creuset sans cette précaution. On laisse ces scories couler un instant par l'ouverture du tuyau, puis on l'enlève et on le remplace par un tampon d'argile que l'on percera dans les coulées ultérieures de matte.

Les coulées de scories se font d'abord par l'orifice inférieur et lorsque les charges accumulées ont produit une quantité suffisante de mattes, c'est-à-dire après quelques heures de marche, les coulées se font à intervalles réguliers, tant pour la matte que pour la scorie, par leurs orifices respectifs.

Charges de lit de fusion et de combustible. — Suivant la nature du minerai et des fondants ajoutés, le lit de fusion, formé ainsi qu'il a été dit plus haut, est introduit à la pelle par le gueulard, en *charges* successives alternées avec des charges de combustible.

Dans un four du genre de celui qui nous occupe, la charge du minerai peut varier de 100 à 200 kilogrammes de lit de fusion et en allure normale 3 ou 4 minutes dans le premier cas et 6 à 8 minutes dans le second, séparent deux charges consécutives de minerai, donnant ainsi un total de 40 tonnes passées en 24 heures.

La charge est amenée des *ore-bins* ou du *mixting-floor* à la brouette que l'ouvrier fait passer sur les bascules à plusieurs fléaux d'un modèle très commun usité en Amérique (*Howe's furnace stock charging scales*), que l'on règle facilement pour des pesées déterminées.

Le combustible est chargé par couches alternant avec le minerai. Le poids de chaque charge de combustible varie suivant la nature de ce dernier et aussi, comme on le comprend, avec la fusibilité de la scorie.

On estime, en général, dans des conditions ordinaires, qu'il faut passer de 30 à 40 boisseaux (*bushels*) de charbon de bois par tonne de minerai. Avec du coke de bonne qualité, on peut admettre une proportion de 15 %, soit 30 kilogrammes de coke par charge de 200 kilogrammes de minerai.

Il est toujours prudent, étant donnée la tendance universelle des ouvriers fondeurs à forcer la quantité de coke, de réduire à 42 ou 45 % le poids normal proportionnel de la charge de coke, si l'on veut ne pas dépasser la quantité de 45 % indiquée pour une bonne marche; les charges complémentaires de coke, quelquefois indiquées pour rectifier l'allure du four et les déchets inévitables augmentent dans une notable mesure les prévisions adoptées.

On doit, autant que possible, éviter de charger le coke ou le charbon en fines poussières, car l'empâtement des scories en serait la conséquence, sans profit pour la température à développer. Un criblage préalable est dès lors indiqué. Le coke employé dans les water-jackets peut être chargé en gros morceaux. En revanche, le minerai doit être concassé à la masse au sortir des *ore-bins*, s'il ne l'a déjà été au concasseur à mâchoires, avant son épandage sur le *mixting-floor*.

Les fines poussières du minerai ont une tendance à être entraînées, ainsi qu'on le comprend, à cause du peu de hauteur du four et de la forte pression du vent; de là découle la nécessité de les recueillir dans des chambres ou galeries de dépôt pour les traiter à nouveau. L'abondance de menu fin ou de poussières présente un plus grave inconvénient, celui d'entraver la bonne marche, ces poussières coulant dans le four sans avoir le temps d'être réduites dans la zone des tuyères et arrivant jusqu'à la sole qu'elles font *monter*.

Un criblage préalable du minerai est donc quelquefois nécessaire, ainsi qu'une agglomération des poussières provenant soit de ce criblage, soit du nettoyage des carneaux et chambres de dépôt. La proportion de matières à agglomérer peut s'élever de 5 à 10 % du poids du minerai.

Cette agglomération peut se faire de différentes façons : par l'addition de matières argileuses ou de chaux, si le minerai n'est pas d'une nature plastique, un mélange avec addition d'eau, un façonnage en briques à la main suivi d'un séchage à l'air.

Dans des exploitations d'une certaine importance la confection des briquettes peut s'exécuter à la machine à briques ordinaires; nous nous sommes très bien trouvés, dans un cas analogue, de l'usage de la *machine à boulets* fabriquée couramment en Belgique pour l'agglomération des charbons qui présente l'avantage de pouvoir travailler les poussières et menus avec une addition d'eau insignifiante, de telle sorte que les boulets suffisamment consistants et d'une grosseur bien appropriée peuvent être passés au four en sortant de la machine.

Quantité d'eau nécessaire. — La quantité d'eau nécessaire à l'entretien du water-jacket est assez considérable. Pour le type indiqué, elle s'élève environ à 120 mètres cubes au moins par 24 heures. Si l'eau est rare dans la région, il faut recourir à l'emploi de réservoirs d'une assez grande capacité où le refroidissement de l'eau s'opère et dans lesquels les pompes viennent puiser pour remonter l'eau dans un grand bac qu'il est toujours prudent d'établir au niveau du gueulard pour alimenter le *water-jacket* pendant quelque temps en cas d'arrêt ou de réparation de la pompe.

On peut par ce moyen réduire au septième environ la dépense d'eau journalière.

La pompe élévatoire puisant aux sources naturelles ou au réservoir de refroidissement est du système Kowles très répandu aux États-Unis, et dont on fabrique toute une série de numéros échelonnés. Le cylindre à vapeur est monté sur le même bâti et, dans le cas qui nous occupe, il a 40 centimètres de diamètre, le piston battant 125 coups par minute.

Le diamètre du corps de pompe est également de 40 centimètres, la course du piston de 0^m,125, le prix de cette pompe est de 175 \$.

Le *water-jacket* ne doit pas être maintenu trop froid, la température de l'eau qui s'en écoule varie de 60 à 80°. On doit avoir le soin de laisser apparentes la venue et la sortie d'eau, de manière à être sûr que le courant est continu. En cas d'arrêt accidentel, le vent doit aussitôt être arrêté pour éviter que la tôle du jacket en contact avec la vapeur produite ne soit brûlée.

Emploi de l'eau de mer. — Nous croyons être les premiers¹ qui ayons fait usage de l'eau de mer pour les *water-jackets*. C'est une condition trop exceptionnelle pour que nous entrions à cet égard dans de grands développements et nous nous bornerons à indiquer l'emploi possible de l'eau de mer, bien que cet emploi entraîne des difficultés spéciales tant à cause de l'usure des *water-jackets* que de la tuyauterie.

Coulées des scories et de la matte. — Les coulées de scories sont faites à intervalles réguliers en perçant au ringard dans le tampon d'argile du trou de coulée correspondant.

Les scories sont reçues dans des pots en fonte coniques montés sur roues que l'on approche successivement et qui sont trainés au crassier où on les déverse.

La matte est reçue dans des moules prismatiques également montés sur chariot. On laisse le refroidissement s'opérer dans le moule, que l'on renverse ensuite sur une aire. La couche de scorie surmontant la coulée de matte s'en détache facilement et doit être repassée dans le four, car elle contient presque toujours des grenailles.

Arrêts ou accidents. — La marche du *water-jacket* peut être suspendue par des causes accidentelles pendant plusieurs heures consécutives sans compromettre la reprise du travail, en ayant le soin d'arrêter, en ce cas, la soufflerie, en fermant la valve d'admission et en bouchant par précaution les tuyères avec des tampons d'argile de façon à éviter le mélange possible de gaz explosifs.

Les accidents à signaler sont la formation de *voûtes* dans la charge, de *croûtes* sur les *water-jacket*, et la *surélévation de la sole* dont nous avons déjà dit quelques mots.

Les *voûtes* empêchent la descente régulière du minerai; on les détruit par

1. Établissements du Bolco (Basse-Californie, Mexique).

le travail au ringard introduit par le gueulard; les *croûtes* sont également détachées au ringard en laissant baisser la charge. Quand la sole *monte*, on peut laisser les trous de coulée ouverts et faire *souffler* par cette ouverture les gaz du foyer. En ce cas, l'échauffement du creuset se produit et ramène d'ordinaire la sole à sa hauteur normale. Le produit qui s'écoule pendant ce temps, mélange de matte et de scorie, doit tout entier être repassé dans le four.

Si les scories sont pâteuses, si la percée est difficile, il y a lieu de modifier le lit de fusion, d'ajouter les fondants convenables, d'augmenter, au besoin, la proportion de combustible ou de passer une certaine quantité de scories.

Nous croyons devoir indiquer l'usage que nous avons introduit au Boleo (Basse-Californie) de rognures de fer-blanc ou de tôle mince ajoutées en petite proportion à la charge comme remède aux accidents du four.

Le fer métallique sous cet état agit non seulement comme combustible qu'il remplace économiquement, mais il augmente par la formation de silicate de protoxyde la fluidité de la scorie et fait en outre baisser la sole.

C. DISPOSITIONS D'ENSEMBLE DES USINES DE FUSION.

Disposition d'ensemble d'une petite usine de fonderie pour mattes. — Nous donnons dans la planche XXI, fig. 49, la disposition d'ensemble d'une petite usine telle qu'elle est fournie par les constructeurs américains, pour l'usage d'un seul *water-jacket* circulaire de 30 pouces de diamètres pouvant passer, suivant le minerai, de 30 à 40 tonnes par 24 heures.

La machine motrice du ventilateur Root, numéro 4, est de 15 chevaux, celle du concasseur Blake, numéro 2, de 12 chevaux.

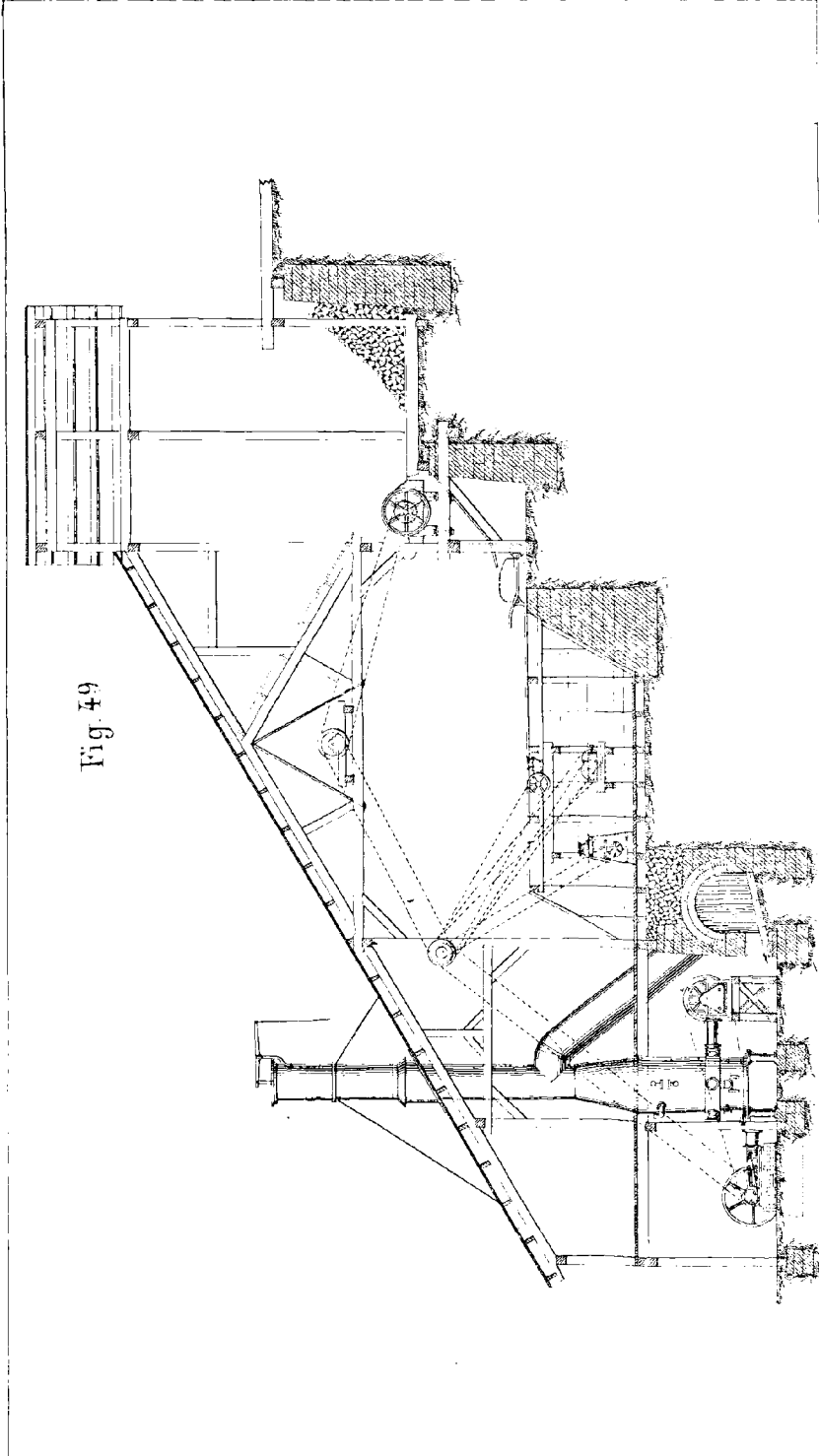
Le croquis figure, en plus des organes déjà décrits, les appareils d'échantillonnage, placés sur le *mixing-floor*. Le minerai est brouetté du concasseur par des passages en planches installés sur les cloisons des compartiments du *mixing-floor* et déversé à volonté dans l'un de ces compartiments qui contiennent une quantité de minerai représentant, pour chacun d'eux, cinq jours environ de travail.

Conditions économiques d'une petite usine de fonderie pour mattes. — Pour fixer les idées, nous supposerons que l'usine en question, réalisant le type ci-dessus décrit, est établie dans une contrée où la main-d'œuvre locale peut être obtenue à 1 \$ 50, et la main-d'œuvre spéciale à un prix analogue à celui des États-Unis.

Nous admettons que l'on peut se procurer le coke à 30 \$ la tonne de 2 000 livres et les fondants (minerai de fer ou calcaire) à 3 \$ la tonne.

Dans ces conditions, voici comment on peut chiffrer les frais spéciaux de la fusion de 35 tonnes de minerai cuivreux auro-argentifère que l'on passera journellement dans le four :

Fig. 49



Auto-imp. L. Goussier, 43, rue de Valenciennes, Paris.

DÉSIGNATIONS		PRIX PARTIELS	PRIX TOTAUX
Main-d'œuvre.			53\$50
1 contremaître	6\$ »	6\$ »	
3 ouvriers fondeurs (1 par poste de 8 heures) à	4 »	12 »	
3 rouleurs de scories.	1,50	4,50	
3 chargeurs.	3,50	10,50	
3 peseurs et 3 rouleurs	1,50	4,50	
1 ouvrier au concasseur	1,50	1,50	
1 rouleur — —	1,50	1,50	
1 ouvrier à l'échantillonnage.	3,50	3,50	
1 manœuvre.	1,50	1,50	
2 mécaniciens.	4 »	8 »	
Combustible.			192 »
2 cordes de bois pour les bouilleurs	6 »	12 »	
6 tonnes coke	30 »	180 »	
Fondants. — 5 tonnes fondants.	3 »	15 »	15 »
Fournitures diverses.	17 »	17 »	17 »
Réparations et entretien.	29,50	29,50	29,50
Frais spéciaux pour 35 tonnes			307\$ »

Soit par tonne de 2000 livres, 8\$77. En traduisant en mesures métriques ce résultat, on voit que les frais spéciaux de fusion pour matte s'élèveront dans notre hypothèse à 9 \$ 65 ou, en chiffres ronds, à 50 francs par tonne de 1000 kilogrammes.

Ces frais spéciaux sont assez notablement diminués dans les établissements plus considérables munis de *water-jackets* de plus grandes dimensions, du genre de ceux que nous allons succinctement décrire, car au point de vue des métaux précieux on a rarement à réaliser une installation de fonderie sur de plus larges bases que celles qui précèdent.

Water-jackets rectangulaires. — L'augmentation de la *capacité* des fours de fusion au delà des limites que nous venons de citer ne peut guère être obtenue par l'augmentation de diamètre de la section circulaire. Ce n'est qu'avec des machines soufflantes proprement dites, analogues à celles que l'on emploie pour la marche des hauts fourneaux, que l'on pourrait obtenir une pression suffisante pour faire pénétrer le vent des tuyères à une plus grande distance et déterminer ainsi les réactions qui se passent dans la zone de fusion. La petite hauteur des fours aurait d'ailleurs comme conséquence, au cas de pression exagérée, l'entraînement hors du gueulard d'une trop grande proportion de poussières.

On a donc adopté, pour la fonte pour mattes sur une grande échelle, soit un four elliptique, soit un four rectangulaire. Au premier type se rapporte le four *Hereschoff* employé dans une usine de produits chimiques des environs de New-York pour la fonte pour matte des résidus du grillage des pyrites

cuvreuses du Canada employées à la fabrication de l'acide sulfurique ; le four employé dans l'usine *Copper-Queen* pour la fonte pour cuivre noir des minerais oxydés très fusibles de l'Arizona est aussi formé par un *water-jacket* elliptique. Les difficultés de construction de ces types de fours elliptiques font généralement préférer le type rectangulaire.

Dans cette forme, l'enveloppe est toujours formée de panneaux mobiles, ce qui permet le remplacement partiel des parties détériorées par l'usage.

L'emploi de *water-jackets* en fonte a été préconisé au début ; mais, malgré tous les soins apportés à la fabrication de ces pièces, et la nature des fontes spéciales siliceuses employées, on a reconnu qu'il était presque impossible d'éviter les fuites d'eau par suite des fentes de retrait, que le rendement était d'ailleurs inférieur avec des *water-jackets* en fonte qu'avec des *water-jackets* en tôle pour un four de mêmes dimensions ; aussi, l'emploi de la tôle de bonne qualité est-il général aujourd'hui aux États-Unis. La rivure des tôles doit être très soignée, ainsi que la jonction des pièces accessoires, tuyères, tubulures, etc. La photogravure ci-contre (voir pl. XXII, fig. 50) représente un four rectangulaire en marche.

Les dimensions adoptées sont, en général, de 53×66 pouces aux tuyères ($0^m,825 \times 1^m,75$). L'enveloppe est coupée en deux dans le sens de sa hauteur et chaque section est formée de 4 panneaux correspondant aux 4 côtés du four. La première section repose, par l'intermédiaire de la plaque de support en fonte, sur des colonnes basses en fonte surélevant le creuset à la hauteur convenable pour la coulée de la scorie et de la matte. La seconde section repose sur des tasseaux portés par 4 colonnes d'angles en fonte.

Le creuset au-dessous des *water-jackets* est construit en briques réfractaires et en brasque, le tout maintenu par une ceinture en fer.

Les tuyères sont ordinairement au nombre de 14, deux sur chacun des petits côtés et cinq sur chacun des grands côtés du four ; elles sont raccordées au tuyau de la soufflerie régnant autour du four soit par des manches en toile, soit par des raccords en fonte, ainsi que nous l'indiquerons plus en détail dans la description du four à plomb (voir p. 219), à laquelle nous renvoyons d'ailleurs pour la description de la hotte surmontant le gueulard et l'emmanchement du rampant pour l'échappement des gaz.

La hauteur du plancher de chargement au-dessus des tuyères est, en général, de $2^m,50$.

La pression du vent obtenue à l'aide des ventilateurs est de $0^m,60$ à $0^m,65$ mesurée au manomètre à eau. Elle dépend, comme on le comprend, de la nature du minerai, de son état physique aussi bien que de sa fusibilité.

La proportion de coke employée est de 15 % environ du lit de fusion, pour des minerais moyennement fusibles ; on compte, aux États-Unis, une consommation de 30 à 40 boisseaux (*bushels*) de charbon de bois par tonne lorsqu'on emploie le combustible végétal.

La quantité d'eau passant dans un four rectangulaire aux dimensions citées s'élève à 700 mètres cubes par 24 heures.

La production journalière d'un pareil four peut s'élever à près de 100 tonnes, si le minerai est facilement fusible.

GRAND WATER-JACKET RECTANGULAIRE
Fusion pour Mattes

. P1 XXII

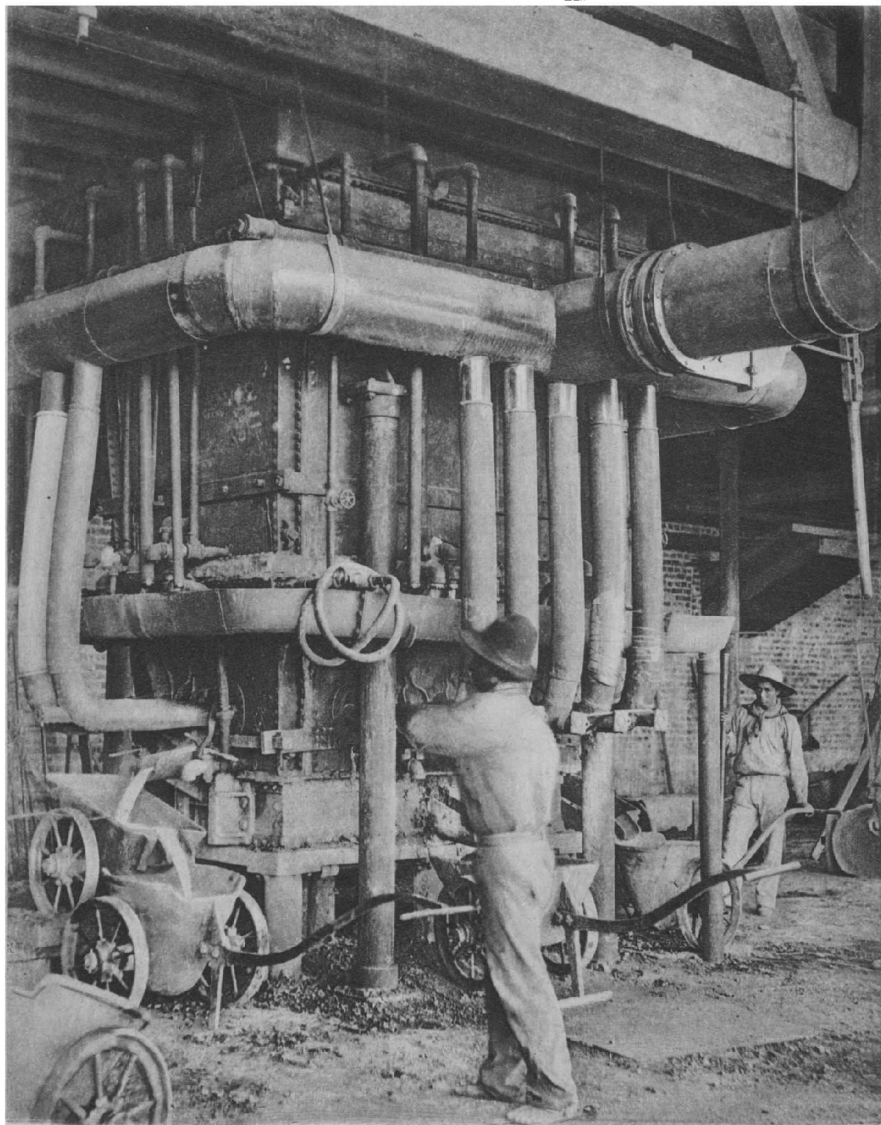


Fig. 50

Les frais spéciaux de fusion sont notablement inférieurs à ceux que nous avons cités pour le petit *water-jacket* circulaire, eu égard au tonnage passé et à une diminution de la main-d'œuvre requise.

§ 2. TRAITEMENT COMPLET DES MINÉRAIS COMPLEXES D'OR, D'ARGENT ET DE CUIVRE DANS UNE USINE AMÉRICAINE

Nous choisirons pour exemple le traitement qui s'effectue dans l'État du Colorado (États-Unis) où toutes les conditions de succès en même temps que toutes les complications possibles dues à la nature des minerais paraissent réunies.

Une usine de ce genre avait été primitivement installée à *Black-Hawk*, dans le comté de Gilpin (Colorado). Elle a été transportée depuis un certain nombre d'années à quelques kilomètres de Denver, la capitale de cet État, et fonctionne sous le nom d'usine d'*Argo*, appartenant à la compagnie *Boston and Colorado smelting Works*.

Usine d'Argo, à Denver. — Le réseau de chemins de fer qui rayonne autour de Denver met cette ville et l'usine elle-même reliée par des voies spéciales à la gare centrale (*union-depot*), en facile communication avec tous les centres métallifères de la région, entre autres les comtés de *Boulder*, de *Gilpin* et de *Clear-Creek*.

Indépendamment des minerais d'or ordinaires, le comté de Boulder produit une série de minerais tellurés tels que l'*altaïte*, la *sylvanite*, la *hessite*, etc., très riches en or et en argent et réfractaires au traitement par amalgamation. Ces espèces minérales sont associées à des pyrites de fer et de cuivre, à de la blende, à de la galène et à des carbonates ou à des oxydes de fer.

Le comté de Gilpin produit des pyrites de fer et de cuivre riches en or, avec une petite proportion de galène et de blende très riches en argent; le comté de Clear-Creek produit principalement de la blende et de la galène très riches en argent; enfin, les *concentrés* des moulins à or de la contrée forment un appoint, qui n'est point négligeable, dans les ressources métallifères que cette usine centrale a à sa disposition.

Classification des minerais. — La diversité des minerais et des gangues qui les accompagnent permet une association favorable à la formation de lits de fusion convenables. Les minerais sont classés de la manière suivante :

Les minerais d'or forment trois classes : la première consiste en pyrites de cuivre aurifères tenant en moyenne 4 % de cuivre, 100 grammes environ d'or et 200 grammes environ d'argent à la tonne. La seconde classe, provenant des moulins à or, comprend les *sulphurets* qui tiennent environ 1 1/2 % de cuivre avec une richesse d'environ 40 grammes d'or et 120 grammes d'argent à la tonne. La troisième classe, enfin, consiste en minerais de tellures avec une gangue très siliceuse, qui contiennent en moyenne de 5 à 6 kilogrammes d'or et de 200 à 300 grammes d'argent à la tonne.

Les minerais d'argent, proprement dits, sont rangés en deux classes : la première comprend les minerais de surface, généralement non sulfurés mais très siliceux ; ils contiennent, en moyenne, 3 kilogrammes d'argent à la tonne et 5 à 6 % de plomb ; ils ne sont généralement pas aurifères. La seconde classe, formée de sulfures, principalement de blende avec peu de galène et de pyrite, contient en moyenne 4^{kg},500 d'argent à la tonne, sans or, et 15 % environ de zinc et de plomb.

Aperçu général de la méthode. — Le traitement général comprend huit opérations, énumérées ci-après, et subdivisées elles-mêmes en plusieurs opérations secondaires :

- a. Prise d'échantillon.
- b. Grillage du minerai.
- c. Fusion pour matte.
- d. Traitement de la matte par le procédé Ziervogel.
- e. Traitement des résidus cuivreux produits dans le procédé Ziervogel.
- f. Traitement de résidus par le procédé Augustin.
- g. Traitement des *bottoms* ou fonds cuivreux aurifères.
- h. Traitement des grenailles aurifères.

Le diagramme suivant indique la marche des opérations, les subdivisions de chacune des opérations principales et l'utilisation des produits intermédiaires dans le roulement général. Il est extrait, comme la plupart des détails qui vont suivre, d'une publication du professeur Th. Egleston sur l'usine de Black-Hawk, dont les plans avaient été dressés par M. Hill, ancien professeur de l'université de Brown, Rock-Island.

L'usine d'Argo, conçue d'après les plans analogues, est actuellement dirigée par M. R. Pearce, ancien professeur à l'École des mines de Truro (Angleterre), à qui nous sommes redevables des renseignements complémentaires concernant les changements opérés, soit dans le mode de travail, soit dans les prix commerciaux actuellement pratiqués.

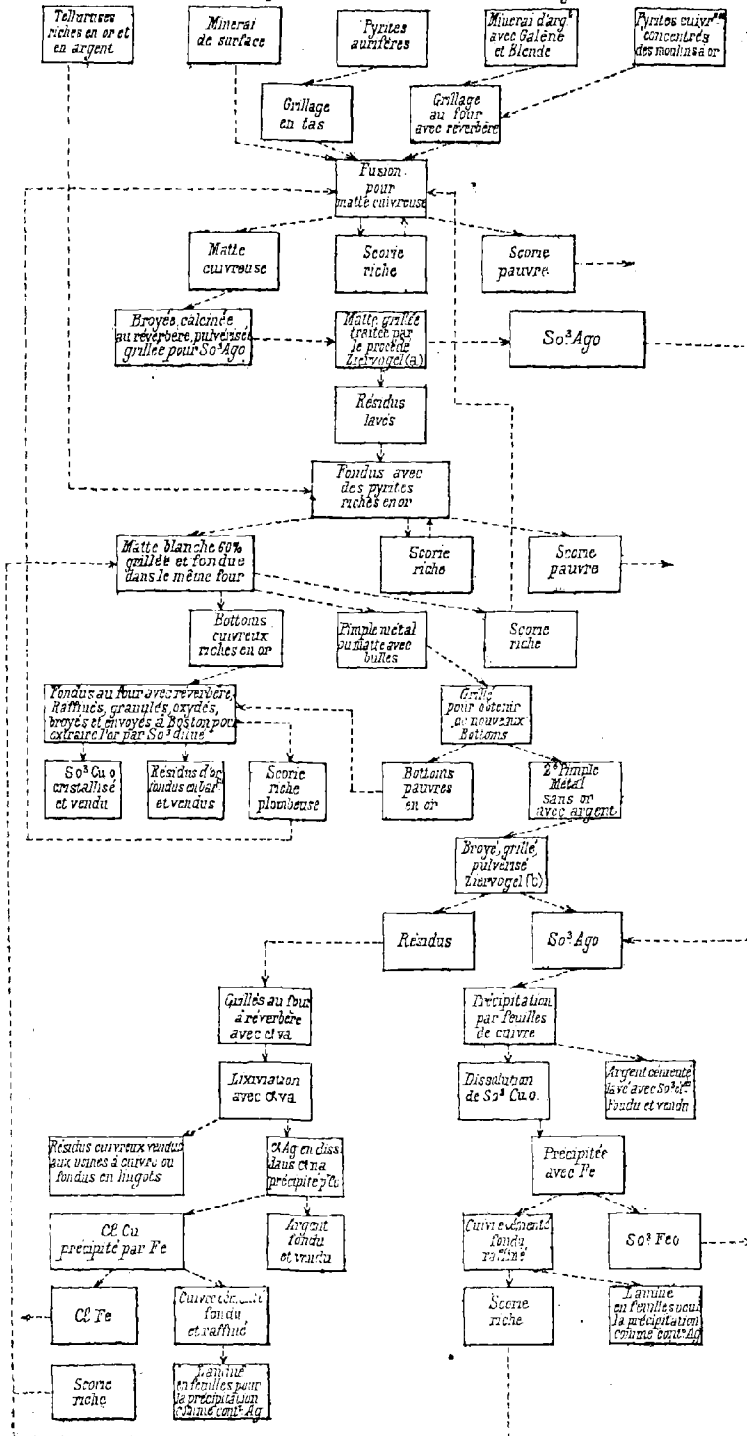
a. PRISE D'ÉCHANTILLON DES MINÉRAIS

Les minerais sont amenés à l'usine d'Argo par un embranchement de chemin de fer qui se raccorde à toutes les lignes qui aboutissent à Denver. Ils sont achetés par lots qui varient de 25 kilos à 6 ou 7 tonnes.

Tous les minerais sont empilés séparément et par lots sur le sol de l'atelier d'échantillonnage.

La prise d'échantillon est effectuée en prenant d'abord un dixième du lot, que l'on passe au concasseur à mâchoires, *Blake-crusher*, et que l'on broie ensuite au moyen d'une paire de rouleaux des Cornouailles. La prise d'essai proprement dite est effectuée sur le minerai ainsi broyé, par le système d'échantillonnage que nous avons décrit dans la première partie de cet ouvrage (p. 212).

Minerai d'or 3^e classe. Minerai d'argent. Minerai d'or 1^{re} classe. Minerai d'argent. Minerai d'or 2^e classe



b. GRILLAGE DES MINÉRAIS

Le grillage des minerais s'effectue, suivant leur nature, soit en tas, soit au four à réverbère.

Grillages en tas. — Les pyrites aurifères sont d'abord broyées au concasseur en morceaux n'ayant pas plus de 5 centimètres de côté et grillées en tas d'environ 50 tonnes.

Les tas sont construits en la méthode ordinaire ; on se sert de bois comme combustible pour leur allumage, en ménageant une cheminée centrale d'environ 2^m,25 de hauteur. On emploie environ 7 stères de bois, tant pour la couche de combustible sur laquelle reposent les minerais que pour le remplissage de la cheminée. Le bois est brûlé en 12 heures et le soufre des pyrites commence alors à brûler et continue, de proche en proche, jusqu'à ce que le grillage soit complet, résultat obtenu ordinairement en six semaines. La quantité de soufre qui reste dans le minerai grillé est d'environ 4 %. Comme les minerais renferment une quantité très notable d'arsenic et d'antimoine, le tas se recouvre fréquemment de cristaux d'acide arsénicaux plus ou moins colorés.

Le contremaitre chargé de la recette et de l'échantillonnage des minerais est aussi chargé de la surveillance du grillage en tas ; il a sous ses ordres deux ou trois ouvriers à l'aide desquels il effectue tout le travail de pesage, de prise d'échantillon et de grillage. Le seul soin à apporter au grillage est de recouvrir le tas avec du minerai fin dans les points où la combustion est trop vive et où perce la flamme.

Lorsque le grillage est terminé, les pyrites crues de la couverture, ou les morceaux imparfaitement grillés, sont mis à part pour être chargés dans un nouveau tas de grillage.

Grillage au four à réverbère. — Les *concentrés* des moulins à or et les minerais cuivreux en poussière ou menus morceaux sont grillés au four à réverbère.

Ce grillage s'effectue actuellement à Argo avec la houille comme combustible, et le type des fours employés est le four de grillage en usage dans le Pays de Galles, que de nombreuses publications, entre autres l'excellent ouvrage de Le Play sur la métallurgie du cuivre en Angleterre, ont décrit dans tous ses détails et dans son mode de travail. Nous ne nous arrêterons donc pas à donner le dispositif de ce four de grillage ; mais comme le bois est, d'ordinaire, le premier combustible que l'on ait à sa disposition dans les pays nouveaux, il n'est peut être pas sans intérêt de montrer, par l'exemple de l'usine primitive de Black-Hawk, quelles sont les modifications que l'on doit faire subir au four Gallois pour utiliser le combustible ligneux à son usage.

Le four de grillage de Black-Hawk (fig. 51) avait 12 mètres de longueur extérieure, y compris le foyer ; trois soles d'égale longueur, ayant chacune 5 mètres de long et 5^m,50 de large, se superposaient dans la longueur du four-

neau, et la même distance verticale de $0^m,11$ séparait chaque sole de la suivante. Six portes de travail étaient placées du même côté du four.

La sole inférieure avait deux pans coupés se raccordant avec le foyer dont la grille, disposée pour recevoir de longues bûches de bois, avait 2 mètres sur $0^m,60$. Le rapport de la surface de la grille à la surface des soles était de 10 à 19. Le pont était muni dans toute sa longueur d'un trou d'air carré de $0^m,11$ de côté communiquant avec l'intérieur du four par 4 ouvertures donnant sur la première sole. La hauteur de la voûte au-dessus de la sole était de $0^m,67$ près du pont et de $0^m,45$ près du rampant de sortie. La hauteur du pont au-dessus de la sole était de $0^m,50$, et au-dessus de la grille de $0^m,70$.

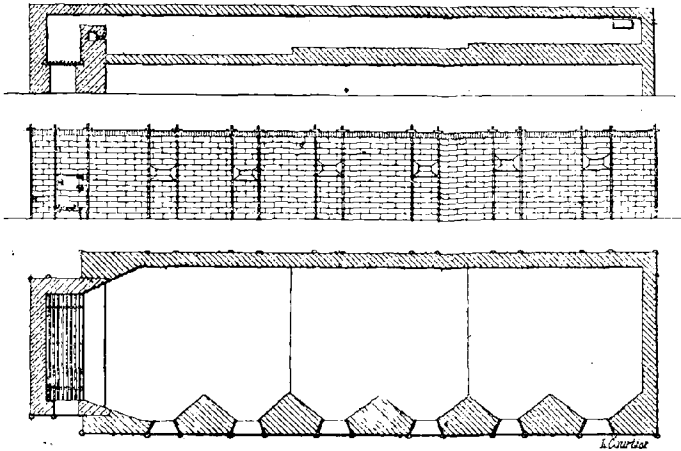


Fig. 51.

Le four était construit presque entièrement en briques ordinaires, le foyer et la première sole étant seuls construits en briques réfractaires.

La charge se composait d'une tonne de minerai introduite sur la sole supérieure et que le travail faisait passer successivement sur chacune des trois soles, de telle sorte que trois tonnes étaient à la fois en élaboration.

La charge occupait une épaisseur de $0^m,075$, mais le grillage la faisait gonfler et l'épaisseur sur la sole du foyer atteignait $0^m,10$ à $0^m,12$.

Le travail de grillage se poursuivant pendant 8 heures sur chaque sole, la durée totale du grillage d'une tonne était de 24 heures.

La consommation du bois dans cette période était de 4 stères $1/4$. Un seul ouvrier par poste suffit au travail du four; cet ouvrier fait également l'approche du bois nécessaire.

Un manœuvre amène le minerai nécessaire à trois fours et aide au chargement du minerai grillé dans le four de fusion.

Les réparations sont peu importantes dans ces fours de grillage, et un jour par an suffit pour les accomplir.

C. FONTE POUR MATTE

La fonte pour matte s'effectue également à Argo, dans un four à réverbère chauffé à la houille, du type du Pays de Galles, que nous ne décrirons pas, préférant indiquer les particularités de l'ancien four au bois de Black-Hawk (fig. 52), d'après les motifs ci-dessus invoqués.

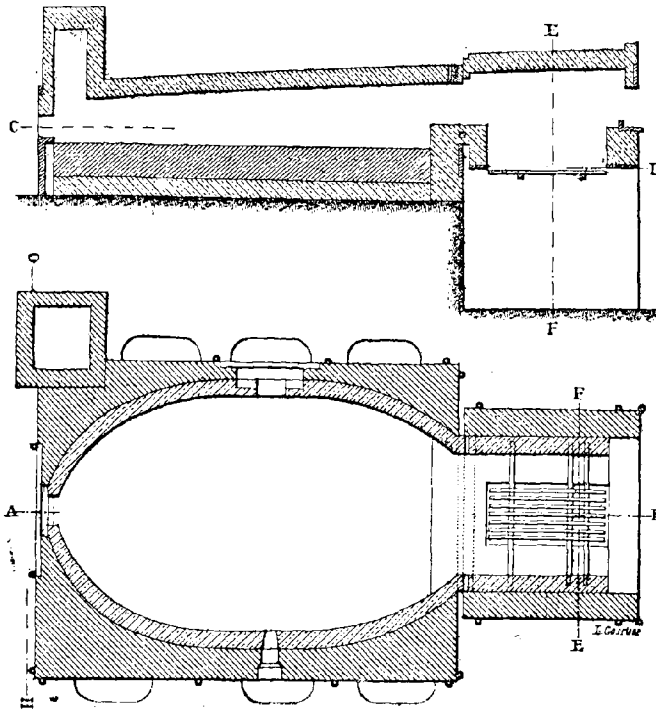


Fig. 52.

Le foyer, qui au sommet du pont a $1^{\text{m}},50$ de large, va en rétrécissant en section transversale, pour n'avoir plus que $0^{\text{m}},75$ à la grille. Sa largeur dans le sens du four est également de $1^{\text{m}},50$, et la hauteur de la voûte qui la recouvre est de $1^{\text{m}},35$ au-dessus de la grille. La porte de chargement du foyer est située dans l'axe du four; elle est en fonte et munie de glissières et se manœuvre à l'aide de contrepoids.

Le pont a $0^{\text{m}},75$ de largeur; sa hauteur au-dessus de la grille est de $0^{\text{m}},67$, et au-dessus de la sole de $0^{\text{m}},35$.

La sole ellipsoïdale a $4^{\text{m}},90$ dans la longueur du grand axe et $2^{\text{m}},95$ de largeur; une porte de travail est ménagée à l'extrémité du four et les deux ouvertures latérales sont bouchées pendant l'opération. Le rapport de la surface du foyer prise à la hauteur du pont et de la surface de la sole est de 1 à 5.7.

Deux séries de trous au nombre de dix-neuf, huit près du pont et onze dans la seconde rangée, sont ménagés dans la voûte; ces orifices ont 0^m,075 sur 0^m,025; ils sont destinés à introduire l'air nécessaire à la combustion du bois empilé sur une hauteur de 1 mètre dans le foyer qui, en raison de sa grande profondeur, forme, en réalité, un générateur à gaz pour le bois. Les gaz de la distillation sont ainsi brûlés dans la sole. Cette disposition, introduite par M. Pearce, a produit une grande économie de combustible.

La sole est légèrement inclinée vers la porte de travail et vers l'un des côtés; elle est formée d'une double rangée de briques sur laquelle est bâtie une sole en sable quartzeux fin mélangé d'une petite quantité de cendre de bois.

La charge est composée comme suit :

Minerai aurifère grillé en tas	907 kilogr.
Minerai aurifère grillé au réverbère.	907 —
Minerai d'argent de surface	680 —
Minerai d'argent grillé	680 —
Pyrites crues	363 —
Spath Fluor	113 —
Scories riches.	250 —

3.880 kilogr.

La charge est combinée pour produire une tonne de matte avec 10 tonnes de minerais mélangés; on ne doit pas chercher à produire une matte plus riche, car la perte par entraînement des grenailles dans la scorie serait trop considérable.

La scorie doit être calculée de telle sorte qu'elle ne soit pas trop basique; car, en ce cas, elle rongerait trop vite les briques du pourtour de la sole elle-même.

Après avoir fait les légères réparations à la sole au moyen d'argile tamponnée avec un outil à long manche, la charge est introduite à la pelle par les portes de côté, le fourneau étant encore au rouge cerise.

Les scories riches qui entrent dans le lit de fusion ne sont introduites qu'après la charge de minerai et le recouvrent.

Six ouvriers travaillant par groupes de trois exécutent en un quart d'heure le chargement. La porte est alors fermée et lutée, le foyer chargé, et on chauffe pendant cinq ou six heures à plein tirage. Pendant ce temps les ouvriers nettoient la place de coulée des scories et entretiennent le feu que l'on recharge de bûches toutes les vingt minutes.

Au bout de cette période de fusion des matières, l'ouvrier agite la masse avec soin avec son ringard pendant cinq ou six minutes, en soulevant les morceaux du fond imparfaitement fondus jusqu'à ce que l'outil coule facilement sur la sole.

Cette agitation facilite d'ailleurs les réactions; on laisse ensuite la matière en repos pendant vingt minutes pour que la séparation de la matte et de la scorie s'effectue; si l'on reconnaît la présence de morceaux non fondus, on recommence le brassage.

La scorie est rablée hors du four et coule dans des moules préparés à cet effet sur l'aire de l'atelier. Elle doit être parfaitement fluide, mais elle est en constante ébullition provoquée par le dégagement de bulles d'acide sulfureux et d'acide sulfurique. Lorsque toute la scorie a été rablée, on introduit une nouvelle charge de minerai. Quatre charges sont ainsi faites en 24 heures, et les opérations de brassage et de rablage sont conduites de la même façon.

La coulée de la matte se fait une fois seulement dans cet intervalle et, à ce moment, toutes les portes du four sont ouvertes en vue de refroidir la petite quantité de scories restant encore dans le four qui, en cet état, ne coule pas au dehors avec la matte. Les plaques de matte ont 0^m,90 de long, 0^m,35 de large et 0^m,10 d'épaisseur au milieu, le fond en étant arrondi. Le trou de coulée est bouché avec du sable.

Trois ouvriers par postes de 12 heures conduisent deux fours et l'on brûle 14 stères de bois par four et par 24 heures.

La scorie riche contient environ 5 % de cuivre; c'est en général un silicate de protoxyde de fer. La scorie pauvre contient environ 200 grammes d'argent à la tonne et une trace d'or. Elle est considérée comme trop pauvre pour être retraitée et est jetée aux déblais.

La matte contient 25 à 30 % de cuivre, 600 à 900 grammes d'or et 18 à 30 kilos d'argent à la tonne. Elle renferme, en outre, du fer, du plomb, du zinc et de l'antimoine.

Lorsque la sole est hors de service, tous les matériaux qui la composent sont fortement imprégnés de matières métalliques et sont broyés et traités comme des minerais.

d. TRAITEMENT DE LA MATTE PAR LE PROCÉDÉ ZIERVOGEL.

Broyage et grillage de la matte pour sulfate d'argent. —

La matte provenant de l'opération précédente doit être grillée et, dans ce but, on doit préalablement la pulvériser finement.

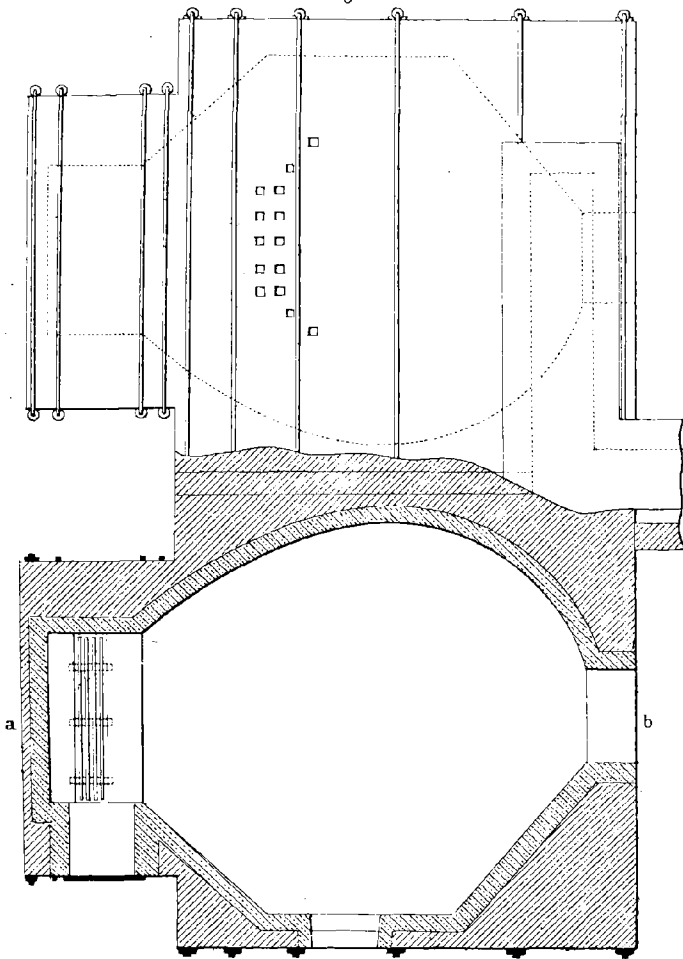
Elle est d'abord cassée à la masse et ensuite passée au concasseur; du concasseur elle va à un tamis de 48 trous au décimètre puis elle est amenée au four de grillage, pareil à celui que nous avons décrit pour le grillage du minerai. La charge est de 3 tonnes de matte, 1 tonne sur chaque sole, qui sont grillées en 24 heures.

La charge est faite le four étant obscur, car il est nécessaire de prévenir la fusion et d'obtenir une oxydation rapide à la plus basse température possible; elle est constamment rablée et on la fait passer d'une sole à l'autre et sur la dernière elle atteint le rouge cerise clair. La charge est enfin rablée à l'extérieur et tombe dans une fosse où on la laisse se refroidir jusqu'à ce qu'elle ne dégage plus d'acide sulfureux.

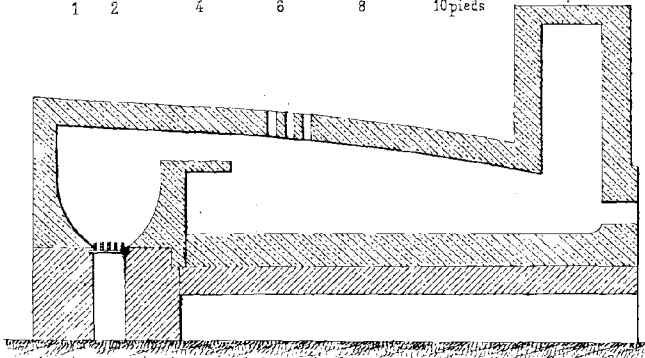
On emploie 5 stères 1/4 de bois par 24 heures pour le premier grillage.

Le but de cette opération est non seulement d'éliminer la plus grande partie du soufre, mais encore de faciliter le broyage en fine poussière, résultat difficile et coûteux à obtenir si l'on opérait avec la matte crue et pourtant nécessaire

Fig. 53.



1 2 4 6 8 10pieds



8762 12 51

Auto-imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

pour le succès de l'opération définitive, qui consiste, comme on sait, à sulfatiser l'argent suivant le procédé Ziervogel.

Le broyage en fin de la matte sommairement grillée s'exécute dans un pulvérisateur à balles. Cette machine consiste en un cylindre stationnaire et horizontal en tôle de 1^m,20 de longueur et de 0^m,80 de diamètre, dans lequel tourne un autre cylindre de moindre diamètre. Le cylindre intérieur est fait de deux têtes en fonte dans lesquelles sont encastrées des barres de fonte laissant entre elles un intervalle de 0^m,0004 ; ces barres sont maintenues en position par une bride et des coins et les deux têtes sont boulonnées solidement ensemble. La matière à broyer est introduite dans le cylindre tournant par un conduit vers son axe. Ce cylindre contient une demi-tonne de balles en fonte de 0^m,0075 de diamètre quand elles sont neuves. La matte grillée et refroidie est pelletée dans des réservoirs desquels elle est transportée par une chaîne sans fin à un entonnoir qui communique avec le conduit de chargement.

La charge et les boulets tournent ensemble à raison de 35 révolutions par minute. La matte, qui est broyée suffisamment fin, passe entre les interstices des barres et tombe dans le cylindre fixe dont le fond a la forme d'un entonnoir et communique avec une conduite dans laquelle passe une chaîne sans fin qui porte la matière sur un tamis de 24 trous au centimètre. Le refus du tamis est renvoyé au broyeur.

Trois à quatre tonnes de matte grillée sont passées au broyeur en 24 heures, et on a tout le temps nécessaire pour les réparations, puisque l'appareil pourrait broyer 6 tonnes en 10 heures.

Les barres s'usent et doivent être remplacées quand les ouvertures deviennent trop larges ; quant aux boulets, on en use environ une demi-tonne par an.

Les ouvriers travaillant au pulvérisateur sont obligés de porter sur la bouche des éponges mouillées pour se préserver de la poussière. Deux ouvriers font tout le service ; l'un d'eux transporte, en outre, le bois du four de grillage.

Grillage pour sulfate d'argent. — Le four à réverbère, qui sert à opérer le grillage pour sulfatation de la matte pulvérisée, n'a qu'une sole dont la forme et les dimensions sont données dans la planche XXIII, fig. 53.

Le rapport de la surface du foyer à la surface de la sole est de 1 à 9. La sole est faite en briques de champ cimentées et reposant sur une couche de sable portée elle-même par une voûte inférieure. La voûte présente une série de trous pour l'admission de l'air.

La charge se compose de 725 kilogrammes de matte pulvérisée qu'on jette en tas à la pelle dans le centre de la sole, en ayant le soin de fermer tous les registres avant son introduction. Le four est alors à basse température. La charge est rablée uniformément sur la sole où elle occupe une épaisseur de 0^m,07 environ. Aussitôt que le travail est fini, on ouvre légèrement le registre, mais sans charger de bois dans le foyer qui contient encore quelques tisons. Au bout d'une heure, la charge prend une lueur sombre, noirâtre à la surface, mais devenant rouge lorsqu'on la remue.

Le foyer est alors chargé d'une petite quantité de bois, et la température est graduellement élevée au rouge sombre. La porte du foyer reste fermée, et l'air

nécessaire à la combustion pénètre par les trous de la voûte, la porte de travail et la grille.

Le travail, dans cette période, a pour but de produire la plus grande quantité possible de sulfate de fer et une certaine quantité de sulfate de cuivre, l'argent restant inattaqué. On aperçoit des fumées d'acide sulfurique qui commencent à apparaître par suite de la décomposition du persulfate de fer; la charge diminue de volume et devient spongieuse.

Le rablage est continu et la chaleur augmente graduellement. Deux heures après le chargement, le foyer est maintenu à pleine charge jusqu'à la fin de l'opération. La porte située à l'extrémité de la sole est fermée une heure après le chargement; l'air pénétrant par la porte de travail et les ouvertures de la voûte brûle les gaz du foyer qui suivent la voûte et rendent la flamme oxydante au contact de la charge.

A la fin de cette période, qui dure trois heures, la chaleur a atteint son maximum; la charge devient sèche et ne s'attache plus au rable, et l'argent est sulfatisé. Le sulfate de fer est décomposé au bout de deux heures, et, au bout de ce temps, la proportion de sulfate de cuivre est à son maximum; pendant la dernière heure, le sulfate de cuivre se décompose à son tour. On doit, après ce moment, effectuer un brassage énergique de la masse, et on se sert, dans ce but, d'une longue barre de fer de 4 mètres de long et de 0^m,05 de côté, avec laquelle on ramène la charge en tas sur le milieu de la sole, en écrasant les morceaux qui se seraient agglomérés. Le tas est défait et remanié deux fois, et, afin de faciliter ce pénible travail, l'outil est supporté par un rouleau devant la porte de travail. Cette opération a pour effet d'écraser les morceaux agglomérés et d'achever les réactions.

Il est essentiel d'opérer la décomposition presque complète du sulfate de cuivre; néanmoins on doit en laisser de 1 à 2 % dans la masse, afin d'être assuré que le sulfate d'argent n'est pas lui-même décomposé. Dans ce but, une série de prises d'échantillons est faite à partir de la fin de la troisième heure et jusqu'à la fin de l'opération. Le premier essai indique généralement que le sulfate d'argent est formé; mais lorsqu'on plonge dans l'eau une certaine quantité de la matière retirée du four, le sulfate d'argent, dissous par l'eau portée à l'ébullition par la matière rouge, est instantanément réduit à l'état métallique par le sous-oxyde de cuivre qui existe encore dans la matière, et l'on voit apparaître des paillettes métalliques brillantes; à la fin de la quatrième heure l'exposition des matières à l'action oxydante par l'effet du brassage a converti tout le sous-oxyde de cuivre en protoxyde, et les paillettes métalliques ne se montrent plus dans les essais.

Une proportion de 90 à 95 % de l'argent existant dans la charge est ainsi rendue soluble à l'état de sulfate, le surplus restant insoluble à l'état de combinaison avec l'arsenic et l'antimoine et aussi avec le sulfate de plomb, lui-même insoluble. L'or existant dans la masse ne subit aucune attaque dans ce grillage et reste par conséquent insoluble. Les ouvriers expérimentés qui conduisent le travail se rendent compte, d'après la coloration de l'eau, de la quantité de sulfate de cuivre qui existe encore dans la charge, et, lorsque la teinte n'est plus que d'un bleu très pâle, on opère le déchargement.

On ne fait que deux charges par 12 heures dans le même four; les opérations très délicates et qui demandent une active surveillance sont toujours faites dans la journée. La matière grillée et déchargée au rable dans une brouette en fer est conduite sur un plancher refroidisseur.

Un seul ouvrier conduit tout le travail de grillage d'un four; 9 stères 1/2 de bois sont suffisants pour alimenter deux fours et par conséquent pour faire quatre opérations. Les réparations sont fort peu importantes; un seul jour dans l'année suffit pour les exécuter.

Lixiviation du sulfate d'argent. — La matte grillée pour sulfate d'argent demeure pendant 12 heures sur le plancher refroidisseur et est ensuite lavée dans des baquets. Ces baquets ont 0^m,90 de diamètre au sommet et 0^m,75 au fond; leur hauteur est de 0^m,90. Ils sont munis d'un double fond percé de trous et recouvert d'un filtre en tissu.

On charge dans chaque baquet 680 kilogrammes de matte grillée; le lessivage est produit par un courant d'eau maintenue bouillante par de la vapeur; on maintient les baquets constamment remplis d'eau et la liqueur provenant du filtrage se décharge dans une série de baquets disposés au-dessous. Il faut de 8 à 9 heures pour compléter la lixiviation.

Les résidus restés dans les baquets contiennent tout l'or et retiennent une partie de l'argent qui n'a pu se dissoudre ainsi qu'il a été dit ci-dessus. On les met de côté pour être à nouveau traités par le procédé Augustin pour recueillir l'argent qu'ils contiennent encore, et les résidus de ce procédé sont ensuite traités pour or.

La proportion de sulfate de cuivre existant dans la matte grillée est entièrement dissoute dans la première partie de l'opération. Après que le courant d'eau bouillante a passé pendant 7 ou 8 heures, on fait l'essai du liquide pour argent au moyen du sel marin et l'on arrête le courant d'eau chaude aussitôt que l'essai ne montre plus trace de précipitation.

En général, on dissout par heure une proportion d'argent correspondant à une teneur de 3 kilogrammes à la tonne.

Précipitation de l'argent. — La liqueur de lavage passe, au sortir des baquets, dans une série de bacs de précipitation. Ces bacs rectangulaires ont 3^m,60 de long, 1^m,20 de large et 0^m,70 de hauteur; deux rangées sont placées l'une au-devant de l'autre en face des baquets de lixiviation, et à un niveau différent. La liqueur est déchargée dans la première caisse qui communique avec la seconde par le fond.

Chaque compartiment est garni de vingt plaques de cuivre, disposées dans le fond en V renversé, en s'appuyant sur de petites traverses en bois; les plaques ont de 0^m,006 d'épaisseur, 0^m,35 de longueur sur 0^m,30 de hauteur. Chaque bac de la série est ainsi garni de plaques de cuivre et fermé exactement par un couvercle en bois.

A la fin de chaque semaine les plaques de cuivre sont secouées et lavées dans le liquide pour détacher le ciment d'argent qui adhère fort peu au cuivre

Après l'enlèvement des plaques, on laisse reposer le liquide, et le ciment qui se dépose au fond est recueilli après décantation.

La dissolution cuivreuse est envoyée dans une autre série de bacs, et le ciment d'argent est placé dans des baquets spéciaux, où se fait le lavage destiné à enlever les dernières traces de cuivre.

Nettoyage du ciment d'argent. — Le ciment d'argent est purifié suivant la méthode inventée par le professeur Pearce, au moyen d'une dissolution d'acide sulfurique avec injection d'air atmosphérique et de vapeur.

Le ciment d'argent est placé dans un baquet conique de 1^m,20 de hauteur, de 1^m,20 de diamètre à sa partie supérieure et de 0^m,60 dans le fond. A la partie inférieure est un faux fond en bois percé de trous, et dans la cavité de ce faux fond débouche le tuyau de l'injecteur. Cet injecteur est formé d'une douille entourant le tuyau d'amenée de la vapeur; la douille présente une série d'ouvertures à sa partie supérieure dont on peut, au moyen d'une valve, faire varier les sections. Le courant de vapeur entraîne ainsi une quantité plus ou moins grande d'air atmosphérique.

On met environ 100 kilogrammes de ciment d'argent sur le faux fond du baquet. Un mélange d'une partie d'acide sulfurique pour 100 parties d'eau est introduit en quantité suffisante pour recouvrir le ciment. On envoie alors la vapeur dans l'injecteur, et le mélange d'air et de vapeur passant à travers le faux fond traverse avec une violente ébullition le mélange de ciment et de liquide acide.

L'argent est ainsi maintenu en une constante agitation qui soumet continuellement des surfaces fraîches à l'action de l'acide; en plus de cette action purement mécanique, le courant d'air a pour effet d'oxyder le cuivre et de le transformer, ainsi que ses sous-oxydes, en sulfate.

Cet ingénieux appareil est aussi employé pour la séparation de l'or des alliages de cuivre, riches en métal précieux.

Le ciment d'argent est ensuite lavé pendant une demi-heure avec de l'eau claire et de la vapeur; l'opération totale dure environ trois heures et demie. Le ciment est ensuite séché et fondu dans des creusets de graphite, pour être coulé en lingots; il est généralement au titre de 999.

Précipitation et raffinage du cuivre. — Ces opérations ne présentent pas de particularités. La dissolution de sulfate de cuivre est précipitée par de la ferraille dans des baquets, suivant la méthode ordinaire, et le ciment est fondu et raffiné au four à réverbère. Le raffinage n'a pas besoin d'être poussé à fond, car les plaques de cuivre produites sont uniquement employées pour la précipitation de l'argent.

Pour produire ces plaques, le cuivre est puisé dans le four avec une cuiller et versé dans un moule en fonte; le contenu de la cuiller s'étale dans le moule et se recouvre d'une pellicule de sous-oxyde qui empêche l'adhérence de la seconde plaque que l'on verse ensuite dans le moule, et ainsi de suite, jusqu'à ce que le moule soit rempli.

e. TRAITEMENT DES RÉSIDUS CUIVREUX PRODUITS DANS LE PROCÉDÉ ZIERVOGEL

Fusion pour matte blanche. — Les résidus des baquets de lixiviation du procédé Ziervogel consistent principalement en oxydes de fer et de cuivre contenant 600 à 900 grammes d'or et 1^{kg},200 d'argent à la tonne. Ils sont fondus dans le fourneau à réverbère employé dans la fusion pour matte, avec des minerais aurifères riches de la première classe, contenant des pyrites de fer et de cuivre avec une proportion variable de gangue, et des tellurures à gangue très siliceuse. Tous les minerais pyriteux et siliceux sont réservés pour cette opération. Ils sont simplement broyés et passés à une grille de 16 trous au décimètre.

La charge est faite dans le fourneau en alternant les brouettées de résidus et de minerai et sans mélange préalable. Elle est composée comme suit :

Résidus des baquets de lixiviation . . .	1825 kilogrammes.
Minerais aurifères crus de 1 ^{re} classe. . .	1125 —
Minerais aurifères de 5 ^e classe	400 —
Total	5350 kilogrammes.

Lorsqu'il n'y a pas de minerais tellurés, on augmente d'autant la proportion de minerais de 1^{re} classe. L'opération est conduite comme la fonte pour première matte. On produit une scorie pauvre tenant seulement 60 grammes d'argent et des traces d'or, et ayant à peu près la même composition que la scorie de première matte. La matte contient :

Cuivre	60 %.
Soufre	30 %.
Argent	4 ^{kg} à la tonne.
Or	1 ^{kg} 700 —

On l'appelle matte blanche (*white metal*). — On ne cherche pas à la produire plus riche en cuivre pour éviter les pertes de métaux précieux dans la scorie. Toute la scorie riche en contact avec la matte est repassée dans le lit de fusion.

Rotissage de la matte blanche. — A la fin de la semaine, toute la matte blanche produite est rechargée en gros morceaux, la charge se composant de 4 tonnes.

L'opération est la même que celle qu'on nomme *rotissage pour cuivre noir* dans la méthode galloise, mais elle n'est pas poussée jusqu'au bout, et l'on s'arrête à mi-chemin, ne produisant, par l'effet des réactions des sulfures sur les oxydes, qu'une petite quantité de matière métallique, connue sous le nom de *bottoms* ou fonds cuivreux, qui entraînent avec eux la presque totalité de l'or existant dans le lit de fusion, avec une faible proportion d'argent. Les *bottoms* contiennent encore de 3 à 5 % de soufre, 80 % de cuivre, le reste en arsenic, antimoine, fer et plomb.

Cette production de *bottoms*, très riches en or, est la *caractéristique* de la méthode suivie à Argo pour le traitement des minerais complexes.

La scorie produite dans l'opération est peu abondante, très basique, et contient des cristaux d'oxyde de fer magnétiques; elle contient de 8 à 10 % de cuivre.

Le rotissage dure 9 heures et, au bout de ce temps, on élève fortement la température; on rable pendant 5 ou 6 minutes quand la fusion est complète, et la coulée est faite dans des moules en sable, préparés sur le sol de l'atelier.

Les *bottoms* se trouvent dans le fond des trois ou quatre premiers moules; leur proportion est de 270 kilogrammes environ pour 5 tonnes de matte. Cette matte, produite pour le rotissage et la fonte de la matte blanche est appelée *pimple-métal*. Elle contient environ 75 % de cuivre, 60 grammes d'or et 455 grammes d'argent à la tonne.

Traitement du « pimple-métal ». — Cette matte subit un nouveau rotissage exécuté de la même façon et produit de nouveaux *bottoms*, moins riches que les précédents, contenant seulement de 4^{kg},85 à 5 kilogrammes d'or à la tonne et 9 kilogrammes d'argent. Le *pimple métal* provenant de cette nouvelle opération contient 80 % de cuivre et 20 % de soufre, tout le fer étant éliminé; il ne tient plus que 8 grammes d'or et 5^{kg},600 d'argent à la tonne. Cette dernière matte est également traitée par le procédé Ziervogel, indiqué par la lettre B dans le diagramme, mais est l'objet d'un traitement à part, comme ne contenant pas d'or.

f. TRAITEMENT DES RÉSIDUS CUIVREUX DU TRAITEMENT ZIERVOGEL B PAR LE PROCÉDÉ AUGUSTIN

Les résidus cuivreux provenant du traitement par le procédé Ziervogel du *pimple-métal* contiennent encore environ 750 grammes d'argent à la tonne, et pour l'extraire on emploie le procédé Augustin, qui consiste, comme on le sait, à effectuer un grillage chlorurant et une lixiviation au moyen d'une dissolution chaude de sel marin.

Les résidus cuivreux sont chargés humides dans le four même qui sert à la sulfatation de l'argent. La charge est d'une tonne. On chauffe pendant deux heures et on ajoute au bout de cette période 10 kilogrammes de sel marin, que l'on brasse fortement pendant un quart d'heure, sans prolonger au delà l'action chlorurante qui entraînerait du chlorure de cuivre.

La matière est soumise à la lixiviation au moyen d'une série de baquets identiques à ceux du procédé Ziervogel, dans lesquels on fait arriver une dissolution chaude et saturée de sel marin. Le liquide de filtration qui contient l'argent en dissolution et une certaine proportion de cuivre est conduit dans des baquets où la précipitation de l'argent s'opère au moyen de plaques de cuivre, et finalement dans d'autres baquets où le cuivre lui-même est précipité par de la ferraille.

La dissolution saline contenant du chlorure de fer est recueillie et employée

de nouveau. Par sa constante ébullition à l'air, le protochlorure de fer devient du perchlorure avec précipitation de peroxyde de fer. La solution saline sert ainsi indéfiniment, et l'on n'a qu'à parer aux pertes inévitables, que l'on évalue à 5 kilogrammes de sel par tonne traitée.

g. TRAITEMENT DES BOTTOMS OU FONDS CUIVREUX AURIFÈRES

On laisse les *bottoms* s'accumuler jusqu'à ce qu'on en ait obtenu une tonne et demie environ, qui forme la charge d'un petit four à réverbère spécial destiné à leur raffinage.

Le but de cette opération est d'éliminer par oxydation le plomb et les autres impuretés et de préparer le métal pour la séparation de l'or. La charge est d'abord soumise à un *resuage* à basse température, pendant une ou deux heures; durant cette période, il s'opère une *liqutation* d'une certaine proportion de plomb qui coule hors du four; la température est augmentée et l'oxydation se produit pendant 3 ou 4 heures. La fusion est complète au bout de 7 heures.

La scorie que l'on rable est surtout composée d'oxydes de plomb et de cuivre; elle contient de 10 à 15 % de cuivre et passe dans l'opération n° 5.

Après que la scorie a été enlevée, le bain est remué avec un rable pendant 2 heures, toutes les portes étant ouvertes pour admettre un excès d'air qui, d'après les principes bien connus du raffinage du cuivre, élimine le soufre et l'arsenic à la faveur de l'action de l'oxydure de cuivre, qui se dissout dans le bain métallique.

Le point qu'il faut atteindre dans ce raffinage et qui est saisi par les ouvriers expérimentés qui le conduisent, est le moment où tout le soufre est éliminé sans qu'un excès d'oxygène soit absorbé. Lorsque cette opération est bien conduite, le cuivre se prête à la production de globules creux, ainsi qu'il sera expliqué ci-après; lorsque le point exact de raffinage a été dépassé, il faut de nouveau introduire du soufre et recommencer le raffinage.

Après un rablage de la scorie, la coulée s'opère en faisant tomber le jet de métal sur une bûche de bois vert placée au-dessus d'un baquet rempli d'eau, que l'on maintient à une température indiquée par l'expérience. Par ce dispositif on obtient des boules métalliques creuses de petit diamètre, présentant une ouverture irrégulière.

Le degré de raffinage et la température de l'eau influent sur l'épaisseur de la pellicule cuivreuse, qui forme les globules creux, et sur la grosseur de ces globules. La forme particulière qu'ils acquièrent lorsque l'opération est bien conduite facilite singulièrement l'opération ultérieure de l'oxydation que l'on doit lui faire subir.

Ces grenailles creuses contiennent 30 kilogrammes d'or à la tonne, 18 kilogrammes d'argent et une trace de plomb.

h. TRAITEMENT DES GRENAILLES CUIVREUSES AURIFÈRES

Les grenailles creuses sont oxydées dans un des fours qui servent au grillage

de la matte pour sulfate d'argent. On en charge à la fois une tonne et demie. L'oxydation dure 36 heures. La charge est mise en tas sur la sole et étendue uniformément sur une épaisseur de 0^m,07. On élève autant que possible la température, sans toutefois détériorer les briques rouges dont le four est construit, et on maintient l'atmosphère très oxydante. On rable constamment et, après 36 heures, on retire un échantillon et on voit s'il se pulvérise complètement, auquel cas l'opération est terminée.

La totalité du cuivre est transformée par ce grillage en sous-oxyde et le poids de la charge s'est ainsi accru de 225 kilogrammes. Les grenailles sont noires à l'extérieur; mais en les frottant, leur couleur devient rouge. La charge est retirée et mise en sacs et envoyée à Boston, où le traitement s'achève à l'aide de l'acide sulfurique.

On emploie de 10 à 11 stères de bois par charge, et un ouvrier par poste de 12 heures fait tout le service du four.

Dissolution de l'oxyde de cuivre et extraction de l'or. — Le produit oxydé ci-dessus est traité par de l'acide sulfurique dilué.

L'opération s'effectue dans un baquet conique doublé de plomb, muni d'un faux fond. Le fond est légèrement concave, de façon à laisser un très petit espace sous le faux fond. La charge est de 680 kilogrammes. On verse sur elle de l'acide sulfurique à 20° B. On injecte de l'air et de la vapeur au moyen de l'appareil déjà décrit et on laisse l'ébullition se produire pendant 4 heures. Le cuivre n'est pas entièrement dissous, mais 90 % sont dans la solution qu'on laisse reposer pendant une heure, après quoi on la siphonne et une nouvelle charge est introduite. Ce travail ne se faisant pas la nuit, on fait deux charges par jour. On passe ainsi successivement toute la matière à traiter.

Les résidus sont traités à nouveau par deux ou trois charges d'acide sulfurique, de manière à retirer le plus de cuivre possible; le baquet est alors lavé, et ce qui reste est fondu au creuset de plombagine.

L'alliage obtenu contient de 40 à 50 % d'or et de 20 à 30 % d'argent. Il est envoyé à la Monnaie. On fait cristalliser le sulfate de cuivre qui est vendu. L'eau mère est employée pour diluer l'acide servant à la dissolution du cuivre.

CHAPITRE II

TRAITEMENT DES MINÉRAIS COMPLEXES D'OR, D'ARGENT ET DE PLOMB

CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES

La présence accidentelle d'une certaine quantité d'or venant s'ajouter à la présence habituelle de l'argent dans les minerais ordinaires de plomb n'entraîne, en Europe, aucune différence dans le mode de traitement de ces minerais.

Il n'entre pas dans le cadre de cet ouvrage de décrire la métallurgie du plomb telle qu'elle est pratiquée dans les nombreuses usines établies sur le continent européen. Dans toutes les méthodes l'or et l'argent sont, en définitive, réunis dans le plomb métallique, produit final des opérations de fusion, et l'on sait que les métaux précieux sont séparés soit par l'ancien procédé de la *coupeflation*, soit par les procédés plus récents de *désargentation*.

Nous renverrons aux ouvrages spéciaux, traitant de la métallurgie du plomb, pour la description des méthodes européennes, nous contentant de faire observer que la coupeflation d'un plomb auro-argentifère ne présente aucune particularité, l'or restant uni à l'argent dans la coupelle. Les procédés de désargentation présentent, au contraire, quelques complications provenant de la présence de l'or, et nous aurons ultérieurement à entrer dans quelques détails quand nous aurons à parler de l'utilisation des plombs d'œuvre (*base bullion*) lorsque les plombs sont aurifères.

Cette circonstance se présente rarement en Europe, mais, ainsi que nous l'avons déjà fait observer, la *fonte plombeuse* acquiert, au contraire, aux États-Unis, une grande importance au point de vue de la production des métaux précieux, eu égard à l'extrême variété de minerais plombeux que fournissent les régions minières.

La galène, ou sulfure de plomb, est localisée presque toujours, en Europe, dans certains systèmes de filons. Aux États-Unis, au contraire, elle apparaît presque toujours en plus ou moins grande quantité, dans les filons à métaux complexes qui sont une des caractéristiques des filons à métaux précieux de cette contrée si richement dotée. En outre, les carbonates de plomb, dont les gisements renommés de

Leadville (Colorado) sont le prototype, se rencontrent en maints endroits. On comprend, dès lors, que la fonte plombeuse se soit généralisée aux États-Unis, d'autant plus que les fondeurs de cette contrée ont à leur disposition le *water-jacket*, cet outil si commode, si peu dispendieux à établir et si facile à conduire dont nous avons donné la description dans l'étude de la fonte pour matte cuivreuse, et qui s'adapte, à quelques modifications près, à la réduction des minerais de plomb.

Les principes de la métallurgie du plomb sont trop connus pour que nous nous étendions sur cette matière. Nous rappellerons seulement que la production du plomb métallique est obtenue dans le cas de minerais sulfurés de deux façons : 1° par un grillage préalable destiné à chasser en partie le soufre et à oxyder le plomb et par une *réaction* des oxydes et des sulfates de plomb formés sur le sulfure restant; 2° par une simple fusion réductrice du minerai sulfuré avec addition de minerais ferrugineux, le soufre se combinant en ce cas avec le fer pour former une matte qui surmonte le plomb métallique dans le creuset. Cette matte retenant une certaine quantité de plomb rentre dans le roulement des matières après grillage.

Dans les deux cas l'addition de fondants est le complément obligé des opérations et lorsqu'il s'agit de minerais complexes, c'est le plus souvent par un mélange bien étudié des diverses classes de minerais que l'on arrive à composer un lit de fusion dont chacun des éléments apporte son contingent de métaux utiles ou de métaux précieux, ainsi que nous le verrons dans l'étude de l'une des grandes usines du Colorado.

§ 4. DESCRIPTION DES APPAREILS USITÉS EN AMÉRIQUE POUR LA FONTE PLOMBEUSE

Avant d'aborder ce sujet et pour suivre le même ordre que dans la description de la fonte cuivreuse, nous étudierons les modifications apportées à la construction du *water-jacket* pour le rendre apte à fondre convenablement des minerais plombeux.

Description du water-jacket circulaire. — Pour une installation isolée, telle qu'il s'en rencontre tant dans les camps miniers des États-Unis et destinée à un travail sur une petite échelle, le petit *water-jacket* circulaire est presque toujours employé. Le creuset en fonte, garni intérieurement de briques réfractaires et de brasque, repose sur des assises; des gouttières pour l'écoulement des scories, un petit bassin extérieur communiquant avec la partie inférieure du creuset dans lequel le plomb liquide vient s'accumuler forment les appendices du creuset.

Le plomb est puisé à la cuiller dans le bassin pour être coulé en lingots; il coule quelquefois dans une petite chaudière distincte où on purifie le métal obtenu.

Les tuyères sont au nombre de six. Des manches en forte toile relie les

ajutages au tuyau de la soufflerie; les tuyères ont 5 pouces (0^m,075) de diamètre. La région des tuyères est seule munie d'un water-jacket; la cuve qui la surmonte est formée d'une enveloppe en tôle garnie d'une épaisseur de briques à l'intérieur. Une cheminée en tôle surmonte la cuve.

Pour un four de ce type de 36 pouces de diamètre (0^m,85) aux tuyères, la hauteur de la porte de chargement au gueulard est ordinairement de 6 pieds 1/2 (environ 2 mètres) au-dessus des tuyères.

Tonnage, combustibles fondants. — Dans les conditions ordinaires où ce four est appelé à fonctionner aux États-Unis, c'est-à-dire avec des minerais tenant en moyenne 15 à 20 % de plomb et une gangue plutôt siliceuse on compte que l'on peut passer 24 tonnes de minerai dans 24 heures dans le type de four ci-dessus décrit. Pour ce tonnage il faut généralement ajouter au lit de fusion une quantité de fondants égale au tiers du poids du minerai, soit 8 tonnes de fondant; le fondant est composé de minerai de fer, ou de minerai de fer et de calcaire.

Le coke que l'on peut se procurer dans les régions de l'ouest est loin de valoir le coke anglais. Il est plus friable que ce dernier, et donne, par suite, plus de déchets dans les manipulations. La proportion de cendres est en outre beaucoup plus considérable. Dans la pratique on compte que la proportion totale de coke est de 20 % du poids du lit de fusion sans tenir compte dans ce dernier des scories repassées; dans l'hypothèse dans laquelle nous nous placerons pour esquisser le prix de revient de la fonte de 24 tonnes de minerai et de 8 tonnes de fondants, ensemble 32 tonnes de lit de fusion, on brûlera donc 6 tonnes 4 de coke par 24 heures.

Cette proportion considérable est due à la qualité inférieure du coke généralement employé. Elle diminue naturellement lorsque la fusibilité des minerais augmente. Nous supposerons que le coke employé revienne sur place à 12 dollars et le fondant ferrugineux à 3 dollars la tonne.

Prix de revient de fusion. — Dans ces conditions, voici comment se décomposeront les frais journaliers de traitement :

TABLEAU.

FRAIS SPÉCIAUX DE TRAITEMENT DE 24 TONNES DE MINÉRAI PLOMBÉUX PAR JOUR

DÉSIGNATIONS	PRIX PARTIELS		FRAIS PARTIELS
	EN DOLLARS		EN FRANCS
<i>Main-d'œuvre :</i>			
1 contremaitre à	4\$ »	4\$ »	} 285 ^{fr} 40
2 ouvriers fondeurs	5 »	6 »	
2 — chargeurs	5 »	6 »	
2 — de minéraux	2,50	5 »	
2 — rouleurs de scories	2,50	5 »	
5 manœuvres	2 »	10 »	
1 ouvrier pour lingots	2,50	2,50	
1 — peseur	2,50	2,50	
1 — échantillonneur	2,50	2,50	
2 machinistes	5 »	6 »	
1 essayeur au laboratoire	5 »	5 »	
<i>Combustible :</i>			
6,40 coke à	12 »	76,80	} 461,75
2 cordes bois pour chaudière	6 »	12 »	
<i>Fondants :</i>			
8 tonnes fondants	5 »	24 »	124,80
<i>Divers :</i>			
Graissage, outils, réparations, etc.	» »	10 »	} 150,80
Réparations du four et divers	» »	19 »	
Frais totaux pour 24 tonnes			1020 ^{fr} 75

Les frais spéciaux de fusion rapportés à la tonne de minerai fondu s'élèvent donc dans l'hypothèse précédente à 43 fr. 25.

Description du water-jacket rectangulaire. — On a reconnu les inconvénients d'augmenter les dimensions des water-jackets circulaires au delà de celles que nous venons d'indiquer; aussi lorsqu'il s'agit de forcer la production on adopte actuellement partout, aux États-Unis, la forme rectangulaire pour les fours de fusion. Cette forme permet d'augmenter l'étendue de la zone de fusion, tout en conservant la distance à laquelle le vent peut être utilement porté par les tuyères dans l'intérieur du four.

Les dimensions universellement adoptées pour la section intérieure du four au niveau des tuyères sont de 34 pouces sur 84 ($0^m,85 \times 1^m,10$).

Ainsi que le montre la figure ci-dessous (voir fig. 54), une enveloppe en forte tôle entoure et limite le creuset. Ce creuset est construit en briques réfractaires garnies de brasque à l'intérieur; la brasque est façonnée de manière à communiquer par un trou de coulée formant siphon avec le petit réservoir à plomb où le métal fondu est puisé à la cuiller pour être coulé dans les lingotières. Ce

réservoir est placé sur l'un des grands côtés du four, et les trous de coulée des scories sont disposés sur chacun des petits côtés.

Le *water-jacket* proprement dit repose sur les briques de la margelle du

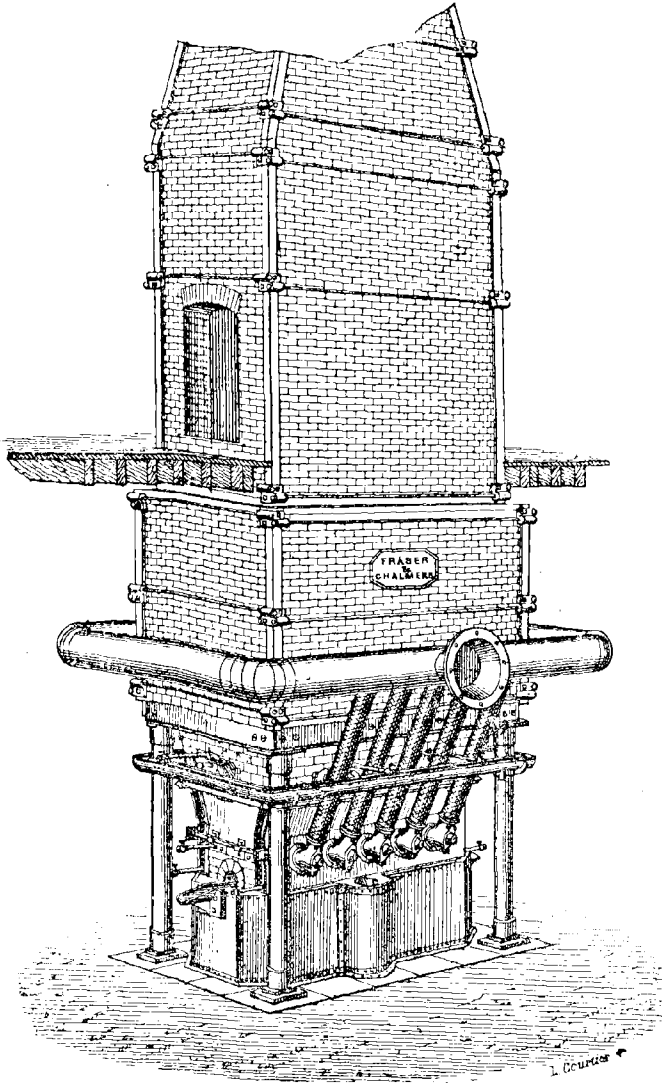


Fig. 54.

creuset. Il est construit en quatre panneaux simplement juxtaposés et reliés par des armatures en fer.

Les *water-jackets* en tôle ont partout remplacé les panneaux en fonte, aussi bien pour la fonte plombreuse que pour la fonte cuivreuse, à cause des inconvénients que nous avons déjà signalés dans l'emploi de ces derniers.

Des tuyaux pour l'alimentation et la sortie de l'eau sont ajustés à la tôle des water-jackets à l'aide de tubulures rivées. Une gouttière reçoit l'eau d'échappement.

La hauteur des panneaux du water-jacket n'est ordinairement que de 0^m,75.

Quatre colonnes en fonte supportent la maçonnerie de briques qui forme la cuve du four. La hauteur du plancher de chargement au niveau du gueulard est ordinairement de 2^m,10 au-dessus du niveau des tuyères.

Ces dernières sont au nombre de dix, cinq sur chacun des grands côtés du four. Elles sont quelquefois simplement formées par des ajutages courbes s'adaptant aux ouvertures correspondantes ménagées dans le water-jacket et reliés par des manches en forte toile à des bouts de manchons en tôle galvanisée partant de la conduite du vent qui règne autour du four.

Le plus souvent, dans de grandes installations on se sert de tuyères ajustables du *système Devereux*, figurées dans le croquis ci-dessus; ces tuyères sont en fonte, avec pièce mobile, à bouchon, pénétrant dans une pièce en bronze rivée au water-jacket et par conséquent refroidie.

Dans le type de four montré par la figure, une hotte en tôle mobile, équilibrée par des contrepoids, surmonte le gueulard. On soulève la hotte, en cas de besoin, pour travailler au ringard dans l'intérieur de la cuve. En marche normale la hotte est abaissée, le registre qui la surmonte est fermé et les gaz s'échappent par le rampant incliné qui va aux chambres à poussières reliées elles-mêmes à la cheminée.

Plus encore que dans la fonte cuivreuse on doit donner un grand développement aux chambres et carnaux pour le dépôt des poussières. Sous ce rapport les Américains pourraient prendre exemple sur les fonderies de plomb du continent qui n'hésitent pas à construire de longues galeries ou *trainards* pour le dépôt des poussières et se préoccupent, avec raison, de l'efficacité de la condensation. Un dispositif de rangées de tôles suspendues dans les galeries, *parallèlement* à la direction du courant gazeux, paraît avoir une réelle efficacité pour déterminer le dépôt des poussières, sans former obstacle au mouvement des gaz et au tirage de la cheminée.

Un four du type que nous venons de décrire peut passer ordinairement 48 tonnes de minerai plombé par jour, c'est-à-dire le double de la quantité que nous avons indiquée pour un petit water-jacket circulaire, toutes conditions égales d'ailleurs relativement à la nature du minerai et aux proportions de fondants nécessaires.

Prix de revient de fusion. — En supposant, comme précédemment, qu'il faille passer 16 tonnes de fondants ferrugineux ou calcaires revenant également à 3 dollars la tonne, et que l'on emploie du coke du Colorado revenant sur place à 12 dollars, on peut établir comme suit le prix de revient de fusion dans un four rectangulaire :

FRAIS DE TRAITEMENT DE 18 TONNES DE MINÉRAI PLOMBÉUX PAR JOUR

DÉSIGNATIONS	PRIX PARTIELS		FRAIS PARTIELS	
		EN DOLLARS		EN FRANCS
<i>Main-d'œuvre :</i>				
1 contremaître à	5 »	5\$ »	}	271 ^{fr} 60
3 ouvriers fondeurs	3 »	9 »		
3 — chargeurs	3 »	9 »		
4 — rouleurs de minerai	2,50	10 »		
1 — peseur	2,50	2,50		
4 — rouleurs de scories	2,50	10 »		
1 — échantillonneur	2,50	2,50		
2 — aux lingots	2 »	4 »		
10 — manœuvres	2 »	20 »		
2 — machinistes	5 »	6 »		
1 essayeur au laboratoire	5 »	5 »		
<i>Combustible :</i>				
11 ^{fr} 655 coke (18 pour 100 environ du lit de fusion)	12 »	150,62	}	819,60
3 cordes de bois pour chaudière	6 »	18 »		
<i>Fondants :</i>				
16 tonnes fondants	5 »	48 »		240,60
<i>Divers :</i>				
Graissage, outils, réparations, etc.	» »	12,50		65 »
Réparations du four et divers.	» »	50 »		156 »
Frais totaux pour 48 tonnes				1561 ^{fr} 80

Les frais spéciaux de fusion rapportés à la tonne de minerai fondu s'élèvent, en conséquence, à 52 fr. 50 environ. Ce prix est, ainsi, notablement inférieur à celui que nous avons trouvé pour la fusion au petit four circulaire.

§ 2. TRAITEMENT COMPLET DES MINÉRAIS COMPLEXES D'OR, D'ARGENT ET DE PLOMB DANS UNE USINE AMÉRICAINE

A. PRODUCTION DU PLOMB D'ŒUVRE (BASE-BULLION).

Le traitement par fonte plombéuse des minerais auro-argentifères s'effectue aux États-Unis dans divers centres métallurgiques parmi lesquels nous pouvons citer les établissements de *Denver* (Colorado), de *Kansas-City* (Kansas), de *El Paso* (Texas), de *Salt-Lake-City* (Utah), etc. Nous prendrons comme exemple

l'usine de la Compagnie *Omaha and Grant smelting and refining Co*, située, comme l'usine d'Argo qui nous a servi de type pour la fonte cuivreuse, à quelques kilomètres de Denver.

Usine de Grant à Denver. — Cette usine reçoit son approvisionnement de minerais par l'intermédiaire d'une voie spéciale raccordée à toutes les lignes ferrées qui aboutissent à Denver. Toutes les régions minières avoisinant les montagnes Rocheuses et même le Mexique deviennent ainsi ses tributaires, des tarifs spéciaux permettant l'envoi des minerais à de grandes distances.

Nature des minerais traités. — Les minerais sont rangés en deux catégories : les minerais de plomb proprement dits (*lead-ores*) comprenant non seulement les carbonates de plomb plus ou moins chargés de blende et de pyrite, mais encore les sulfures et, en second lieu les minerais accessoires (*dry-ores*) dans lesquels le plomb n'est qu'en faible proportion, mais qui fournissent au lit de fusion un contingent notable en métaux précieux.

Cette dernière catégorie (*dry-ores*) se range elle-même en deux classes : la première comprend tous les minerais qui, par leur nature, doivent subir un traitement préliminaire consistant en un simple grillage ou en un grillage suivi de fusion ; la seconde comprend les minerais qui en raison de leur composition minéralogique peuvent être ajoutés directement au lit de fusion de la fonte plumbeuse. La première classe comprend plus de la moitié des *dry-ores* passés dans l'usine.

Aperçu du traitement. — Le traitement comprend le grillage d'une partie des minerais de la seconde catégorie (*dry-ores*) ; la composition du lit de fusion des minerais plumbeux, des minerais de seconde catégorie de nature à passer directement dans le four ; la fonte plumbeuse proprement dite dans des water-jackets rectangulaires ; le grillage de la matte produite en même temps que le plomb métallique et le traitement subséquent de la matte grillée et d'une partie des scories.

a. GRILLAGE DES MINERAIS

Les minerais à griller dont le poids s'élève à plus de 160 tonnes par jour sont composés d'un mélange de blende et de pyrite de fer ayant à peu près une proportion de gangue siliceuse égale à la proportion d'oxyde de fer tandis que la proportion de galène est très peu importante.

Ces minerais sont grillés dans 15 fours de grillage de 60 pieds de long à 4 soles chauffées par les flammes d'un petit four à réverbère accolé, formant compartiment de fusion ou plutôt de *fritte*. Le minerai grillé et fondu contient de 25 à 30 % de silice, à peu près autant de fer, et une proportion de zinc variant de 10 à 15 %.

On soumet également au grillage les mattes du traitement, les *concentrés*

priteux des moulins à or ou des usines de concentration et les galènes pyriteuses. L'ensemble de ces produits forme environ 60 tonnes à griller par jour.

Ce travail est fait par 12 fours de grillage à 3 soles d'environ 56 pieds de longueur et par 4 fours à 4 soles de 60 pieds de long.

b. COMPOSITION DU LIT DE FUSION

Environ 150 tonnes de minerai de seconde catégorie qu'il n'est pas nécessaire de griller sont journellement entassées sur les aires (*mixing-floor*) par couches successives ainsi que nous l'avons déjà expliqué (voir p. 189). Chaque tas contient environ 2 000 tonnes et indépendamment des *dry-ores* étalés ils sont complétés, suivant les arrivages et suivant les indications des métallurgistes par des galènes, des minerais de plomb oxydés ou siliceux, des minerais calcaires dolomitiques ou barytiques.

Les tranches verticales qui sont prises pour la charge des fours ont donc, dans les limites de poids que nous venons de citer, une composition constante déterminant la bonne marche du four de fusion.

Le pourcentage de soufre dans ces mélanges est laissé aussi bas que possible tandis que l'on vise une teneur en plomb élevée. Comme exemple de la composition que présente, en dehors des éléments essentiels, soufre et plomb, le mélange des minerais, nous pouvons citer le résultat suivant d'une des analyses de l'usine :

Silice.	20.40
Fer.	4.40
Chaux.	7.50
Zinc.	4.80
Sulfate de baryte.	2.00

En outre, une petite quantité de magnésie et de manganèse se rencontrent à l'état de carbonates comme la chaux, tandis que le fer signalé est à l'état de pyrite.

Une grande quantité de minerais tient en outre un peu de cuivre qui devient dans le traitement partie constitutive des mattes produites.

Fondants. — Le fondant principal employé dans cette usine est un minerai de fer manganésifère renfermant lui-même une petite quantité d'argent. Il contient 10 % de silice au plus, 20 à 45 % de fer et 10 à 25 % de manganèse.

Le calcaire forme en outre un élément nécessaire du lit de fusion.

Enfin une petite quantité de fondant métallique sous forme de débris de conserves en fer-blanc ou de ferraille est aussi ajoutée à la charge.

Chaque charge du four est formée de proportions convenables de minerai (*dry-ore*) grillé et fondu, de minerai (*lead-ore*) du *mixing-floor*, de matte grillée, de fondant ferro-manganésifère et de calcaire.

Les charges sont calculées de façon à ce que 8 à 10 tonnes de charge pro-

duisent une tonne de plomb argentifère (*base-bullion*) qui contient lui-même 1 à 1 1/2 % d'argent et 1 à 2 dix-millièmes d'or. Le plomb renferme encore 1 à 2 % de cuivre et une petite quantité d'antimoine.

La proportion de matte grillée ajoutée au lit de fusion est de 8 à 10 % ; elle contient 6 à 7 % de cuivre et 6 à 8 % de zinc.

La scorie en bonne marche a une composition un peu variable, cependant elle se rapproche le plus ordinairement de la composition suivante que nous empruntons aux essais du laboratoire de l'usine :

Silice.	31.50
Oxyde de fer.	50.80
Oxyde de manganèse	5.29
Alumine.	5.00
Chaux.	16.20
Magnésie	3.75
Oxyde de zinc	7.16
Baryte	2.00
	<hr/>
	99.70

Si dans cette scorie on fait le calcul du rapport de l'oxygène de la silice à l'oxygène des bases on voit qu'elle se rapproche très sensiblement de la formule des protosilicates.

Nous ne pouvons donner la teneur en argent de la scorie qui pourrait fournir l'un des éléments de la perte en argent dans le traitement de l'usine en question, mais à titre de renseignement nous dirons qu'un échantillon de scorie prélevé par nous sur le *Dump* de l'usine d'El Paso (Texas) nous a fourni à l'essai une teneur de 70 grammes d'argent à la tonne de scories.

c. — OPÉRATIONS DE FUSION

La fusion s'opère dans des water-jackets analogues à ceux que nous avons décrits (voir p. 219).

Water-jackets. — Les water-jackets rectangulaires sont au nombre de neuf pour la fusion du minerai. Un four spécial destiné à la refonte de la scorie et de la matte complète l'outillage.

Chaque four a une enveloppe inférieure à courant d'eau formée de 14 panneaux assemblés, 5 sur chacun des grands côtés et 2 sur les autres faces,

Chaque section des petits côtés a environ 27 pouces 1/2 de largeur (0^m,69) et 42 pouces (1^m,05) de hauteur. Une légère inclinaison est donnée aux parois à partir de 1 pied 1/2 (0^m,45) du fond formant un élargissement de 6 pouces (0^m,15) au sommet. Les jackets ont uniformément 6 pouces (0^m,15) d'épaisseur.

Les sections des grands côtés sont toutes du même modèle et ont 20 pouces

(0^m50) de largeur et 9 pouces $\frac{1}{2}$, (0^m24) du fond au centre du trou de la tuyère qui se trouve dans le centre du Jacket.

Soufflerie. — L'ouverture de la tuyère a 3 pouces $\frac{3}{4}$, (0^m09) de diamètre. Chaque four a 11 tuyères, 5 sur chacun des grands côtés et une sur la face d'arrière.

La pression ordinaire du vent est de 8 à 10 onces de mercure par pouce carré, soit une hauteur de 0^m40 environ au manomètre à eau.

Pour la soufflerie des 10 fours on emploie 4 ventilateurs du système Baker du numéro 7 $\frac{1}{2}$.

Le dernier numéro de la série des ventilateurs du système Baker exige pour chaque ventilateur une force de 52 chevaux-vapeur et à la vitesse maxima de 20 tours par minute, déplace, à raison de 72 pieds cubiques d'air par révolution un volume d'air de $120 \times 72^{\text{pc}} = 8640^{\text{pc}} = 250$ mètres cubes environ par minute.

Combustible. — Le combustible employé aux fours de fusion est un mélange de coke et de charbon de bois dans la proportion journalière, pour les 10 fours, de 80 à 90 tonnes de coke et de 15 tonnes de charbon de bois.

L'entretien des fours de grillage exige, en outre, 80 tonnes de houille par jour.

Le montant total des charges comprenant les minerais, les mattes grillées et les fondants, ferro-manganésifère et calcaire, étant évalué à 420 tonnes par jour, on voit que la consommation du combustible (coke et charbon) s'élève à 23,5 % environ du lit de fusion proprement dit, sans compter les scories repassées dans la charge ; cette proportion est assez considérable.

d. — REFONTE DES SCORIES ET DE LA MATTE.

Nous devons signaler le mode d'enlèvement et de refonte des scories particulier à cette usine.

Sur la quantité considérable de scories produites, environ 500 tonnes par jour, plus de la moitié est traitée à nouveau soit en la refondant avec la charge de minerai, soit en la traitant dans le four à manche spécial dans lequel on passe en même temps la matte cuivreuse grillée et une certaine quantité de minerai siliceux.

Dans ce four spécial il n'existe pas de réservoir à plomb (*lead-crucible*), mais des pots à scories formant avant-creusets dans lesquels coule et se dépose la matte enrichie en cuivre.

Chaque pot de scorie, après qu'on a laissé la matte se reposer, est coulé à l'aide d'un trou percé sur le côté, suffisamment haut au-dessus du culot de matte pour permettre à cette dernière d'avoir une légère couverture de scorie. Dès qu'une croûte de scorie s'est formée à la surface et sur les parois, on incline légèrement le pot et l'on coule la scorie en perçant le tampon d'argile de fermeture ; la scorie liquide s'écoule dans un réservoir à chariot trainé par

une mule et qui peut renfermer le contenu de 16 pots. Le chariot est traîné sur le crassier (*Dump*) et déchargé à l'aide d'un dispositif mécanique.

Par ce mode de procéder on recueille les particules de matte que le refroidissement et la formation de la croûte empêchent de se réunir au culot, et l'on ne déverse au crassier que la scorie pratiquement appauvrie.

Considérations économiques. — Dans les régions des États-Unis où se fait l'achat des minerais plombeux auro-argentifères destinés à la fusion, les mines productrices envoient leurs minerais à des établissements spéciaux, *sampling-works*, toujours établis dans les centres industriels. Le *sampling-work* se charge, moyennant commission, du broyage, de l'échantillonnage, de la pesée, de l'essai et de la vente qui se fait généralement par adjudication.

L'essai pour plomb dans ces établissements se fait, généralement, au creuset de terre; l'essai pour or et argent par scorification et l'essai pour cuivre par colorimétrie.

Nous avons indiqué (voir 1^{re} partie p. 212 et suivantes), les particularités relatives à l'échantillonnage des minerais à métaux précieux. Ces opérations sont d'ordinaire si bien faites dans les *sampling-works* qu'elles donnent rarement lieu à des contestations.

On paye généralement 95 % de l'or indiqué par l'essai à raison de 20 \$ l'once (3 fr. 55 environ le gramme), 90 à 95 % de l'argent contenu au cours variable de l'once d'argent, soit environ 1 \$ l'once. Pour le plomb on paye 90 % du plomb indiqué par l'essai au cours du jour sur le marché de New-York, déduction faite des frais de transport du métal vers l'Est et des frais de désargentation. Enfin le cuivre, s'il existe dans le minerai, est payé à raison d'environ 1 \$ par unité de cuivre à la tonne de 2 000 livres de minerai, après déduction de 2 unités représentant la différence de teneur généralement donnée par l'essai colorimétrique employé, au lieu de l'essai par voie sèche du pays de Galles, qui, en tout pays, sert encore de base aux transactions sur les matières cuivreuses. Il est à remarquer que ce prix très bas de 1 \$ par unité de cuivre s'applique seulement aux minerais contenant des métaux précieux, qui nécessitent la désargentation ultérieure des mattes cuivreuses produites dans le traitement.

De la valeur résultant de ces quotations partielles on déduit, pour frais de fusion, une somme variable de 0 à 20 \$ par tonne de minerai. C'est sur la réduction de ce chiffre variable que s'exerce la concurrence des divers fondeurs, suivant le besoin qu'ils ont de minerai de telle ou telle nature et suivant la qualité de *fondant* qu'ils lui reconnaissent.

Comme exemple de l'application de ce tarif pour les minerais plombo-auro-argentifères, nous citerons les chiffres suivants se rapportant à une fonderie de *Salt-Lake-City* (Utah) en mars 1891.

La composition du minerai était la suivante :

Plomb.	50 %		
Argent.	60 onces à la tonne de 2 000 lbs.		
Or.	3 onces	»	»
Cuivre.	3 %		

Fer	5 %
Silice	5 %
Zinc en petite quantité.	

C'est un minerai de qualité fondante moyenne, et la déduction pour frais de fusion étaient de 12 \$ par tonne de 2 000 lbs.

Le cours du plomb à New-York était à cette époque, de 4 cents 25 par livre ; la tonne de 2 000 lbs de plomb valant ainsi 85 \$ à New-York. La déduction pour fret et affinage étant de 30 \$ par tonne, le plomb n'était ainsi payé que 55 \$ la tonne.

Le cours de l'once d'argent, à la même époque, était de 1 \$ 02.

Le prix de la tonne de minerai s'établissait, en conséquence, comme suit :

Plomb 0.90 × 0.50 × 55 \$	=	24 \$ 75
Argent 0.95 × 60 × 1 \$ 02	=	58 14
Or 0.95 × 3 × 20 \$	=	57
Cuivre non payé		
		439 \$ 89
Déduction pour frais de fusion . . .		12
Reste valeur nette de la tonne de mi- nerai en fonderie.		127 \$ 89

Une application de tarifs un peu différente et se rapportant, comme les précédents à une époque récente peut être citée par nous comme étant établie dans les fonderies de *Butte-City* (Montana).

Dans cette localité on paye les minerais contenant de 30 à 100 onces d'argent à la tonne 90 % de l'argent au cours de New-York; pour l'or 90 % s'il en existe 1 dixième d'once à la tonne et 60 % seulement si la quantité ne dépasse pas un demi-dixième d'once. Pour des minerais au-dessus de 100 onces d'argent et d'une haute teneur en or on paye jusqu'à 92 % de l'or et de l'argent, et dans le cas de minerais particuliers très riches la proportion des métaux précieux payés peut s'élever à 95 %.

Le plomb n'est payé qu'au-dessus de 8 % et à raison de 15 à 38 cents l'unité, suivant les fluctuations du marché. Si le minerai contient du zinc on lui fait subir une déduction de 50 cents pour chaque unité de 1 % au-dessus de 10 % dans la tonne de minerai.

Il faut observer que la rareté des minerais bons fondants est aussi grande aux États-Unis qu'en Europe; dès lors les minerais présentant cette qualité sont-ils souvent achetés par des fondeurs à des prix tels que ces derniers se trouveraient en perte s'ils les traitaient isolément.

Mais ces minerais fusibles, qui sont des carbonates de plomb à gangue ferrugineuse ou calcaire ou des sulfures riches et purs, permettent de traiter facilement et sans perte d'argent ou d'or exagérée les minerais siliceux, pyriteux, ou blendeux contenant des métaux précieux et ne renfermant que des quantités de plomb insuffisantes pour permettre la fusion séparée de ces derniers.

On comprend ainsi que les fondeurs, consentent à réduire quelquefois à néant la déduction pour frais de fusion des minerais fusibles, et qu'ils trouvent leurs bénéfices sur l'achat des minerais peu plombeux mais relativement riches en argent et en or qui se rencontrent en abondance aux États-Unis, et que l'on peut, en outre, importer du Mexique sans avoir de droits d'entrée à payer sur les métaux précieux.

B. — SÉPARATION DU PLOMB ET DES MÉTAUX PRÉCIEUX.

Lorsque le *plomb-d'œuvre*, ou *base-bullion* obtenu par une méthode quelconque de fusion des minerais, contient de l'argent et de l'or en quantité appréciable, il est toujours soumis à un traitement destiné à séparer les métaux précieux.

Ce traitement peut s'effectuer par plusieurs méthodes. La plus ancienne, la coupellation immédiate, n'est plus usitée sur une aussi grande échelle qu'autrefois. Le procédé de Pattinsonnage, qui lui a fait suite, se poursuit encore dans quelques établissements d'Europe et d'Amérique, mais est presque partout détrôné en France, en Angleterre, en Espagne, en Allemagne et aux États-Unis par le procédé connu sous le nom de *zingage*. Nous renverrons aux ouvrages spéciaux traitant de la métallurgie du plomb et de l'argent pour la description des procédés par coupellation, par Pattinsonnage et par zingage, nous contentant d'appeler l'attention sur les particularités qui signalent l'emploi du dernier procédé aux États-Unis, où la *désargentation* du *base-bullion* par le zinc s'applique en grand dans des établissements spéciaux qui reçoivent des usines de l'ouest ou achètent sur le marché le plomb d'œuvre argentifère et très souvent aurifère.

La majeure partie des plombs d'œuvre produits en Europe sont uniquement argentifères; il n'y a guère que ceux du *Laurium français* (Grèce) et ceux du *Hartz* et de *Freyberg* (Allemagne) qui soient en même temps aurifères. Il n'en est pas de même aux États-Unis. Les grands établissements situés à *Newark* (New-Jersey), à *Mansfield* (Pennsylvanie), à *Aurora* (Illinois), à *Chicago* (Illinois), à *Saint-Louis* (Missouri), à *Kansas-City* (Missouri), à *Omaha* (Nebraska), à *Pueblo* (Colorado), à *Flack's Station* (Utah), à *Eureka* (Nevada), et à *San Francisco* (Californie), s'alimentent dans tous les États ou territoires de l'Union qui produisent du *base-bullion* argentifère et aurifère, soit que leur situation près des centres producteurs les favorise, soit que des conditions particulières de bon marché de la main-d'œuvre ou du combustible viennent compenser les frais de transport à grande distance, frais que des arrangements spéciaux avec les compagnies de chemins de fer réduisent souvent dans de fortes proportions.

Quoique cette branche de la métallurgie soit pratiquée en Europe avec plus de perfectionnements peut-être qu'aux États-Unis, et qu'on arrive à y traiter les plombs d'œuvre à meilleur marché, nous croyons intéressant de montrer plus spécialement de quelle façon le zingage est pratiqué aux États-Unis, à cause de la présence de l'or. Nous aurons soin d'ailleurs, dans le cours de ce travail, résumé des développements donnés par Th. Eggleston dans sa métallurgie, de

signaler les différences que l'on observe pour le traitement par le zinc, dans l'ancien et le nouveau monde.

La série des opérations est la suivante :

- a. Échantillonnage des plombs d'œuvre;
- b. Épuration (*softening the lead*);
- c. Zingage (*incorporation of the zinc and separation of the zinc scum*);
- d. Dulcification (*refining the desilverised lead*);
- e. Traitement du *triple* ou du *quadruple alliage* (*Treatment of the zinc scum*);
- f. Coupellation du plomb riche.

a. ÉCHANTILLONNAGE DES PLOMBES D'ŒUVRE.

Dans les usines américaines le *base-bullion* est échantillonné en forant des trous au sommet et à la base de la barre à chacune de ses extrémités, et quelquefois, en plus, au milieu. Lorsque le lot est considérable, on se contente d'essayer un nombre déterminé de saumons; lorsqu'ils sont très riches, chaque barre est échantillonnée. On perce les trous diagonalement jusqu'au delà de la moitié de la barre. Le plomb détaché par l'échantillonnage est fondu dans un creuset préalablement chauffé, de façon à avoir une fusion rapide. Le métal est brassé et versé avec la scorie dans un moule à essai. L'échantillon doit peser environ 8 livres pour 10 tonnes de plomb d'œuvre.

Quatre échantillons sont prélevés sur la barre d'essai et sont essayés chacun à part par coupellation, en opérant sur un poids exact de 1 *assay-ton*¹. Si l'or est en petite quantité, on opère sur un poids de 4 *assay-tons*.

En France, les plombs d'Espagne, d'une teneur en argent de 800 grammes à 1500 grammes à la tonne, et les plombs du Laurium à 5 000 grammes d'argent à la tonne avec un peu d'or, sont examinés de près dans l'usine de désargentation afin d'y découvrir les défauts dont le vendeur pourrait être responsable ou même la fraude dont il pourrait être coupable.

Si ces saumons renferment à l'intérieur une trop grande quantité de crasse ou de matières étrangères (scories, etc.), ce dont on peut s'apercevoir en cassant quelques-unes des barres suspectes, le désargenteur doit exiger la refonte d'une certaine quantité de saumons préalablement pesée; puis, le pesage séparé des écumages et du plomb pauvre restant, l'essai pour argent de chaque partie et aussi la fixation du poids net et du titre du lot entier par les résultats obtenus.

Le lingotage avec des plombs de teneurs différentes, dont la plus pauvre est intercalée au milieu de la barre, se reconnaît à l'apparence schisteuse de celle-ci. Cette fraude serait inutile, si l'on prenait les échantillons comme l'on fait en Angleterre, c'est-à-dire, soit en traversant la barre de part en part, soit en recueillant la limaille de plomb provenant du sciage des saumons jusqu'à moitié de leur largeur au moyen d'une scie circulaire. Enfin une teneur du plat

1. Nous rappelons que le poids spécial appelé *assay-ton* (29^{re}, 166) est tel que chaque milligramme du bouton obtenu à la coupelle représente *une once* de métal précieux à la tonne de métal essayé.

dépassant de beaucoup celle du dos de la barre pourrait faire supposer l'introduction dans la lingotière et avant la coulée d'une petite quantité de zinc.

Les impuretés chimique des plombs d'œuvre reçus en France consistent surtout en antimoine et en cuivre, le premier corps atteignant ordinairement $\frac{3}{4}$ ‰ et le second $\frac{1}{2}$ ‰; elles ne sont pas déduites dans les comptes de fabrication, car elles passent dans les produits secondaires qui sont marchands.

La prise d'essai et la pesée se font, en France¹, en présence du représentant du vendeur. La pesée se fait à la balance. L'échantillon est pris alternativement sur le dos et le plat des saumons et en diagonale sur cinq de ceux-ci rangés côte à côte. Les échantillons, réduits au même poids, sont fondus, ceux pris sur les plats à part de ceux pris sur les dos. Les deux plaques obtenues sont essayées séparément et la moyenne des teneurs est prise comme teneur du lot.

On estime que la coupellation au laboratoire ne donne que 96 ‰ de l'argent réellement contenu, par suite d'absorption de la coupelle et des pertes par volatilisation, et que l'on perd seulement 2 ‰ par le traitement industriel. En pratique on obtient, en effet, 101 $\frac{1}{2}$ à 102 ‰ de l'argent que l'essai au laboratoire indiquait dans les planches à désargenter.

b. ÉPURATION DU PLOMB D'ŒUVRE.

Les plombs d'œuvre américains sont, en général, assez impurs et sont épurés (*softened*) avant leur désargentation.

On tend, en France et en Europe, à renoncer à cette épuration préalable qui amène toujours une perte d'argent qui reste dans les résidus. On ne l'applique plus qu'aux plombs tout à fait impurs. L'inconvénient de cette suppression est une consommation plus grande de zinc, quelques difficultés dans la coupellation et une teneur plus élevée du plomb pauvre.

L'épuration s'opère, aux États-Unis, dans des fours à réverbère dont la sole est construite sur un bassin en fonte ou en tôle. Le but de ce bassin est de recueillir le plomb qui passe à travers la sole. Cette dernière est formée par une voûte renversée en briques réfractaires reposant sur une couche de coke remplissant le bassin métallique. Une couche de brasque recouvre le lit de briques. La sole présente une inclinaison vers le trou de coulée placé soit sur l'un des côtés, soit à l'extrémité du four.

Dans l'usine de *Cheltenham*, près Saint-Louis, le foyer a 0^m,68 de largeur et 1^m,65 de longueur; la grille est à 0^m,50 au-dessous du pont. Le pont lui-même, large de 0^m,85, est à 0^m,65 au-dessous de la voûte et à 0^m,45 au-dessus de la sole. Dans cette localité, le bassin en fonte sur lequel repose la sole a 4^m,65 de longueur, 2^m,85 de largeur au milieu, 1^m,57 à chacune des extrémités, 0^m,70 de profondeur. La fonte a elle-même 0^m,045 d'épaisseur. Le poids

1. Nous sommes redevables à M. E. Vincens, ingénieur civil des mines, ayant dirigé des usines à plomb en Espagne, des renseignements relatifs à cette branche de la métallurgie en Europe.

du bassin en fonte est de 8 tonnes, et la sole construite au-dessus et qui en épouse la forme peut contenir 25 tonnes de plomb.

Mode de travail. — Le plomb est chargé par la porte de travail située sur le côté du four, à l'aide d'une spatule munie d'un long manche; un rouleau de friction allège le travail de l'ouvrier; le plomb distribué sur toute la surface de la sole est toujours fondu à basse température. Cette fusion exige environ deux heures et la charge reste dans le four de six à dix-huit heures suivant le travail des chaudières de zingage. Pendant ce temps la température est maintenue basse, et on laisse l'air accéder librement à la surface du métal.

Cette double condition a pour but de séparer le cuivre par liqutation et d'oxyder ce dernier ainsi que les autres impuretés métalliques. Les écumes sont enlevées avec un outil fait en bois de bouleau, pour éviter l'emploi du fer qui souillerait le plomb.

Il est toujours nécessaire de s'efforcer d'enlever tout le cuivre, que le *bullion* contienne ou non de l'or. Les gaz du foyer sont oxydants et les crasses contenant les oxydes des métaux étrangers s'élèvent à la surface.

Au bout de trois heures la chaleur est poussée au rouge sombre. A cette température les métaux volatils viennent à la surface, s'oxydent, se mélangent avec l'oxyde de plomb formé et sont enlevés au rable. Le bain est laissé de douze à quinze heures, si cela est nécessaire, à la même température, et fréquemment rablé pour enlever les impuretés à la surface.

Si le plomb contient de 3 à 4 % d'impuretés, les crasses sont enlevées seulement à mesure qu'elles se forment, mais s'il est impur, un jet de vapeur est introduit dans l'intérieur du bain, de façon à provoquer l'oxydation plus rapide. La vapeur d'eau, qui présente de grands avantages sur l'emploi d'un courant d'air, a l'inconvénient de provoquer l'usure des briques des parois par le contact des remous d'oxyde de plomb, et, dans le cas de son emploi, ces parois doivent être protégées par l'usage de caisses à eau.

Les premières crasses qui s'élèvent à $1/2$ ou $2\ 1/2$ % du poids de la charge sont enlevées au bout de cinq ou sept heures. Avant l'écumage on répand de la poussière de charbon sur la surface, pour réduire l'oxyde de plomb formé. Lorsque les crasses ne se produisent plus, on laisse le four se refroidir graduellement, en le maintenant, toutefois, au-dessus du point de fusion.

Les crasses retirées par la porte de travail sont accumulées dans le réservoir inférieur jusqu'à ce que leur quantité soit suffisante pour les soumettre à un nouveau travail.

Lorsque la litharge commence à se former, on n'enlève plus les crasses et on les laisse dans le four après que le plomb a été coulé. En raffinant la charge suivante, la litharge fournit son oxygène aux métaux plus oxydables et facilite leur séparation. On ajoute ordinairement de la chaux vive pour agglomérer les oxydes des métaux étrangers et les enlever plus facilement.

Dans l'usine déjà citée, le trou de coulée s'ouvre dans un bassin profond et étroit garni de brasque duquel il est siphonné par un siphon Steitz. La coulée s'opère lorsque les chaudières de zingage sont prêtes. Si le four est suf-

fisamment élevé au-dessus des chaudières, le plomb peut être coulé directement dans ces dernières à l'aide d'une gouttière.

Siphon Steitz. — Cet appareil est formé par des tuyaux à gaz, en fer, formant un syphon à branches mobiles. La mobilité de la longue branche coudée est obtenue en la raccordant à la branche fixe par un simple filetage; six à huit pas de vis suffisent pour rendre le joint étanche au plomb. La branche fixe est munie d'un robinet. Le siphon est d'abord chauffé puis rempli de plomb fondu, à l'aide d'un entonnoir, le robinet étant ouvert et la branche mobile relevée. On retourne ensuite le siphon, après avoir fermé le robinet et on plonge l'extrémité fixe dans le bain. On abaisse la branche mobile et, après ouverture du robinet l'écoulement du plomb s'effectue.

Lorsqu'il s'agit de couler en lingot, l'usage de ce siphon est très commode car la branche mobile peut être successivement conduite au-dessus de chaque moule.

Traitement des crasses. — Les crasses du four d'épuration sont d'abord liquatées pour enlever l'excès de plomb qu'elles contiennent. A l'usine de *Germania* (Utah) cette opération s'exécutait anciennement dans un four à réverbère de construction spéciale. La sole avait 0^m,90 de profondeur et une rangée de barreaux de grille était disposée à 0^m,45 au-dessus du fond. Les crasses placées sur la grille y étaient maintenues tant qu'elles laissaient couler le plomb. Ce plomb est très dur et il est vendu séparément ou raffiné de nouveau avec du plomb d'œuvre.

Le plomb dur destiné à des usages spéciaux est, notamment en France, employé pour la fabrication des projectiles.

Les premières crasses du four d'épuration contiennent la plus grande partie du cuivre. Elles sont toujours mises à part et sont traitées au four à manche à la fin d'une campagne. On leur ajoute des minerais plombeux, sulfurés ou pyriteux en vue de concentrer le cuivre dans une matte auro-cuivro-argentifère à 40 % de cuivre qui est vendue. On produit dans ce four à manche une certaine quantité de plomb dur qui est joint au plomb de même nature provenant des autres crasses.

Il est à remarquer que les métaux précieux entraînés par le plomb dur provenant de l'épuration sont pour le désargenteur une perte réelle.

C. ZINGAGE.

La désargentation du plomb par le zinc est basée sur le principe suivant : lorsque l'on ajoute une certaine proportion de zinc dans un bain de plomb en fusion, il se forme un *triple alliage* de plomb, de zinc et d'argent qui vient flotter à la surface du bain et que l'on enlève par écumage. On concentre ainsi dans une minime quantité de matière la presque totalité de l'argent disséminé dans la masse de plomb.

Lorsque les opérations de désargentation sont bien conduites, le plomb

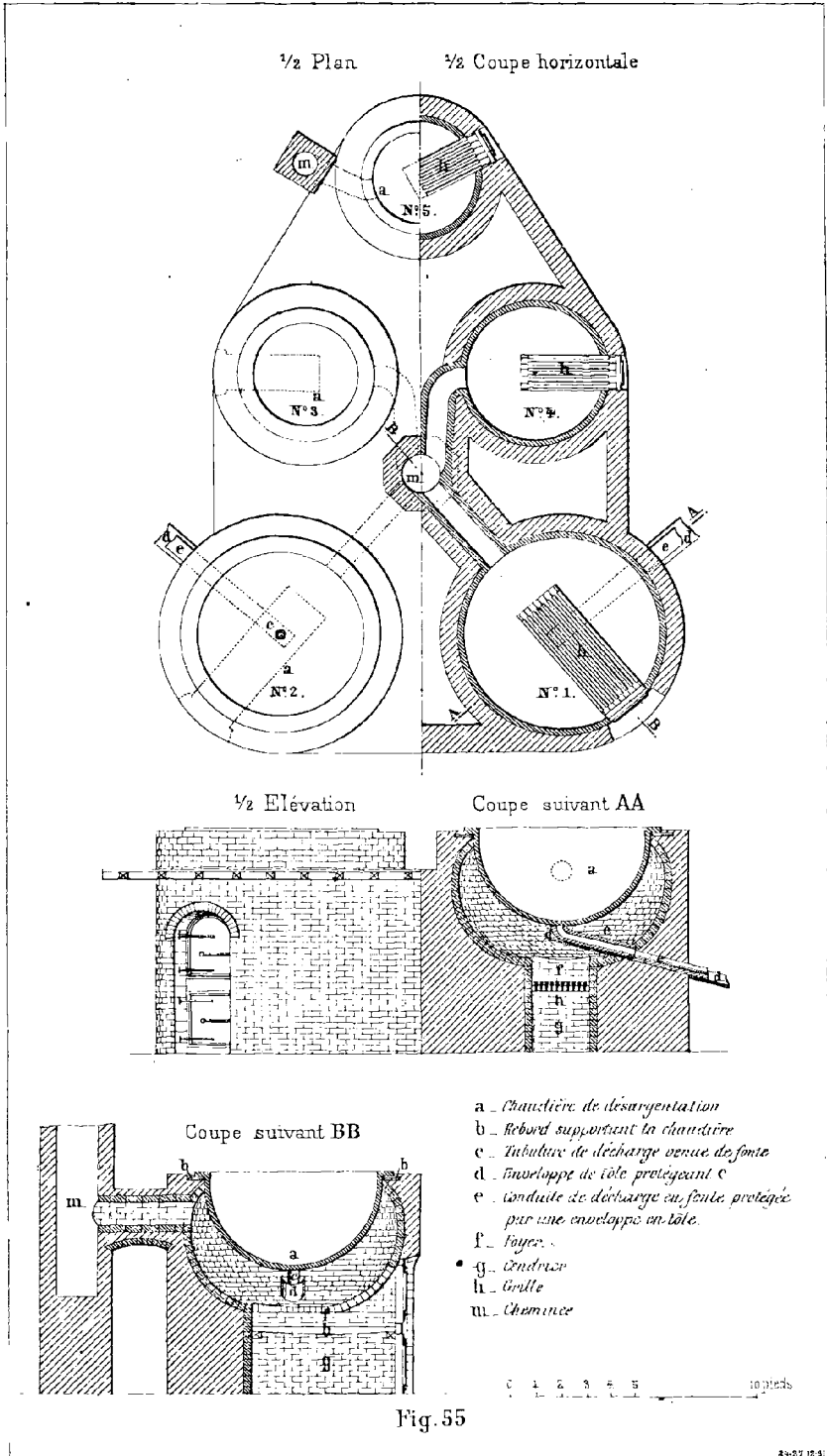


Fig. 55

84-22 12 4

Auto-imp. L. Courtier, 63, rue de Dunkerque, Paris.

désargenté ne doit pas contenir plus de 20 grammes d'argent aux 1 000 kilogrammes et ne retient que 0,5 à 0,75 % de zinc qui lui laisse sa valeur marchande.

Lorsque le plomb est en même temps aurifère, l'or passe en même temps que l'argent dans l'alliage de plomb et de zinc.

Quantités de zinc à employer. — La quantité totale de zinc à employer pour désargenter P tonnes de plomb à teneur de T kilos d'argent à la tonne s'évalue, en France, d'après la formule suivante :

$$\left(\frac{0.75}{100} \times P \times 1000 + T \times P \times 1.5 \right) \text{ kilos de zinc,}$$

ou $P (7.5 + T \times 1.5)$ kilos

dans laquelle $\frac{0.75}{100} \times P \times 1000$ représente le zinc d'incorporation destiné à saturer le plomb et $T \times P \times 1.5$ représente le zinc qui a un effet utile sur l'argent à enlever, calculé sur le pied de 1^k,5 de zinc pour un kilogramme d'argent.

Cette formule n'est exacte que pour des plombs extrêmement purs et, par suite, faciles à désargenter.

En pratique on dépasse toujours cette quantité, et on arrive souvent à augmenter de 50 % la proportion de zinc qu'elle indique. Là intervient l'expérience personnelle du désargenteur et sa connaissance des plombs qu'il a à traiter.

En Amérique, on calcule, en général, sur la proportion d'une livre de zinc pour 5 onces 1/2 d'argent, ou pour des plombs de 100 à 300 onces d'argent à la tonne, 1 à 3 % de zinc. Par contre, à *Germania Works*, pour une charge contenant 60 onces d'argent et 1/4 d'onze d'or, on ajoute 1.85 % de zinc. Pour une charge contenant 140 onces d'argent et 38 onces d'or, on ajoute 2.5 % de zinc.

Ainsi que nous le verrons dans la description du travail, la proportion de zinc est toujours ajoutée en deux ou trois fois.

Chaudières de zingage. — Nous prendrons comme exemple de la disposition d'une batterie de chaudières de zingage que l'on peut adopter, celle de l'usine que nous venons de citer et qui est représentée par la planche XXIV, fig. 55. Dans la série des 5 chaudières, les deux premières contiennent 20 tonnes, les deux suivantes 7 tonnes, et la dernière 4 tonnes seulement.

Elles sont prises dans la maçonnerie, ainsi que l'indique la figure, et ont un foyer inférieur.

Il est important que toutes les parties d'une chaudière soient chauffées également; aussi, au système de chauffage avec circulation de flammes autour de la chaudière, peut-on substituer avec avantage celui d'un foyer placé au-dessous du centre de celle-ci, les flammes se rendant directement à la circonférence dans un conduit en fonte percé de fenêtres.

Le dispositif employé à *Germania Works* et indiqué sur la figure pour la tubulure de décharge, fondue avec le corps de la chaudière, présente l'inconvénient de nombreuses ruptures. A *Cheltenham* les chaudières sont déchargées à l'aide du siphon de Steitz, méthode plus simple et qui évite les accidents provenant de rupture de la tubulure, et plus économique puisque le coût des chaudières simples est moins élevé.

Mode de travail. — Les chaudières sont chargées avec le plomb fondu dans le four d'épuration. Lorsqu'elles sont remplies, on les chauffe jusqu'au point de fusion du zinc, ce qui prend, généralement, une heure environ. Il est important que la température soit assez élevée pour que le zinc fonde rapidement; vu la grande dimension des chaudières, il n'y a pas grand danger de dépasser le point convenable. La température étant à point, on ajoute une première proportion de zinc, tantôt en la divisant dans le bain, tantôt en la plaçant dans une cage en fer qui est descendue jusqu'au fond de la chaudière à l'aide d'une crémaillère, et qu'on retire aussitôt que le zinc est fondu.

On commence alors le travail par brassage du bain métallique au moyen d'un outil en fer. Cette opération a pour but de faire agir le zinc sur toutes les molécules d'argent et d'or sans exception, et dure au moins une demi-heure. On laisse ensuite les écumes de triple alliage monter à la surface et se refroidir. On enlève ces écumes ainsi qu'il sera dit plus loin.

On procède de même pour chaque addition de zinc. On n'emploie pas, d'ordinaire, du zinc pur à chaque fois. Les secondes, troisièmes ou quatrièmes écumes des opérations précédentes qui ne sont pas très riches en argent sont employées, en roulement, pour réduire dans une forte proportion la quantité de triple alliage à traiter.

La quantité de zinc à ajouter en première charge dépend de la quantité de cuivre restant dans le plomb. S'il contient peu de cuivre et un peu d'or, on ajoute 100 livres de zinc dans une chaudière de 20 tonnes environ. Plus il y a de cuivre, plus on doit ajouter de zinc pour enlever le cuivre qui s'en va surtout avec les premières écumes; de même si la quantité d'or est considérable, car le métal précieux, comme le cuivre, part avec le premier écumage. En faisant l'essai pour s'assurer si l'or a été enlevé, on doit opérer sur une prise d'essai assez considérable, d'un poids de 8 ou 10 *assay-tons*.

L'or ayant pour le zinc une affinité plus grande que l'argent, les premières écumes contiennent tout l'or du plomb et seulement une partie de l'argent, et sont traitées à part.

Il est avantageux de concentrer l'or dans un poids d'argent aussi faible que possible, car les affineurs comptent pour la séparation des deux métaux précieux des frais d'affinage proportionnels aux poids des lingots d'or.

Dans le cas où le plomb argentifère ne contient pas d'or, on ajoute le zinc en deux fois, d'abord 5/7 et ensuite 2/7. Voici, dans ce cas, quels sont, en France où la fusion s'opère dans la chaudière, et pour des plombs non épurés, l'ordre des diverses phases de l'opération et leur durée approximative :

Chargement de plomb à désargenter.	0 ^h ,45'
Fusion.	3 45
Écumage des oxydes. Prise d'essai	0 30
Introduction de la première dose de zinc et fusion de celui-ci.	0 45
Brassage.	0 45
Première partie du refroidissement	2
Enlèvement à la grue de la première partie du triple alliage	0 15
Seconde partie du refroidissement	1 15
Écumage du triple alliage.	0 30
Introduction de la deuxième dose de zinc et fusion . .	0 30
Brassage	0 45
Refroidissement	2
Écumage du triple alliage.	0 30
Coulée.	15
	<hr/>
	14 ^h ,30'

Chaque batterie de désargentation comprend, en France, une grande chaudière et deux chaudrons de liquation, reposant sur un massif de maçonnerie sur la plate-forme duquel travaillent les ouvriers. Une batterie passe environ 20 tonnes à la fois.

On cherche à obtenir un triple alliage aussi riche que possible; pour cela on a, à côté de la grande chaudière de désargentation, deux chaudières plus petites ou chaudrons de liquation. Le second de ces chaudrons donne un triple alliage enrichi qui va à la distillation, et du plomb riche qu'on remet dans le premier chaudron. Celui-ci donne des écumes de triple alliage qu'on envoie s'enrichir dans le second chaudron et du plomb argentifère qui va s'ajouter à une charge neuve dans la grande chaudière.

Liquation des écumes. — Dans la disposition de la batterie que nous avons prise pour type de travail du zingage aux États-Unis (voir Pl. XXIV, fig. 55), les écumes provenant de la première addition de zinc, enlevées à la grue des chaudières n^{os} 1 et 2, sont portées dans les chaudières n^{os} 3 et 4; elles s'y liquatent partiellement et sont de là transportées dans la chaudière n^o 5 où s'achève la liquation. Tout le plomb des n^{os} 3 et 4 est alors reversé dans les n^{os} 1 et 2 prêts à recevoir la seconde addition de zinc.

Les écumes des deuxièmes, troisièmes et quatrièmes additions de zinc ne sont pas liquatées, mais sont employées de nouveau au zingage.

On a remarqué qu'il était avantageux de toujours employer du zinc neuf de bonne qualité. Les rognures de zinc ont donné de mauvais résultats.

L'opération est assez délicate. Le tour de main consiste surtout à saisir les températures favorables aux additions de zinc et aux écumages de la croûte du triple alliage.

Écumage. — On doit tendre à mener le plus rapidement possible chacune

des phases de l'opération. Les chauffages sont poussés rapidement sans risquer, cependant, de fendre les chaudières par des coups de feu. Les refroidissements se font simplement en jetant le feu bas. On aide aussi au refroidissement et on simplifie le premier écumage, qui est le plus abondant, en refroidissant la surface du bain avec une lance à eau et en enlevant, au moyen d'une grue, la croûte solidifiée du triple alliage.

Les dernières parties du triple alliage sont enlevées à l'écumoire. Il faut avoir soin d'éviter un excès d'eau, car la vapeur d'eau peut oxyder le zinc.

L'écumage doit être très soigné de façon à ne laisser aucune portion d'alliage riche qui, en refondant et se mêlant au bain de plomb désargenté, l'enrichirait. La surface du bain se nettoie au moyen d'un râble en bois à l'aide duquel un ouvrier pousse les écumes sur les écumoirs maniées par deux autres ouvriers. Il faut, en outre, gratter avec une palette en fer les parois de la chaudière au-dessous du niveau du plomb, de façon à détacher les parties d'alliage qui peuvent y adhérer; de même, à l'aide d'une tige suffisamment longue, on doit nettoyer les recoins de la tubulure de coulée.

Brassage. — Le brassage est fait par deux ouvriers à la fois au moyen de palettes en fer suffisamment larges. Le minimum d'effort s'obtient en enfonçant verticalement la palette par la tranche et en l'amenant ainsi au fond du bain en suivant les parois de la chaudière. L'agitation est donnée en ramenant la palette à la surface, le manche appuyé sur le bord, l'extrémité décrivant un quart de cercle, et la partie large de l'outil déplaçant le liquide tandis que la forte densité de celui-ci tend à ramener le fer vers le haut.

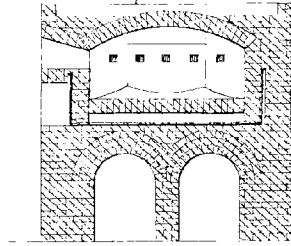
d. DULCIFICATION.

Le plomb désargenté qui reste dans la chaudière après le dernier écumage contient encore tout l'antimoine du plomb d'œuvre si celui-ci n'a pas subi préalablement, comme en Amérique, une première épuration. Dans tous les cas il retient 0,8 % de zinc, et il doit subir un affinage pour le transformer en plomb doux.

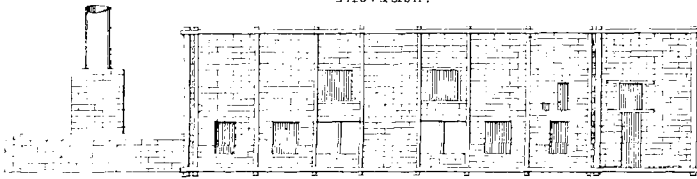
Ce traitement du plomb zingueux s'opère, en France, dans un grand four à réverbère, placé à la suite des batteries, dans lequel un chauffage prolongé, à basse température, produit une certaine quantité de crasses qui contiennent tout l'antimoine et tout le zinc. La surface d'oxydation du four doit être considérable relativement à sa hauteur qui ne doit pas dépasser 25 à 30 centimètres.

La marche de l'opération est suivie par des prises d'essai. L'apparence du métal froid indique le point d'épuration. En pliant une petite barre, on s'aperçoit à la douceur du plomb que tout le zinc est bien éliminé. En coulant un peu de plomb liquide sur une plaque de fonte, la présence de l'antimoine donne naissance, par refroidissement, à une espèce de cristallisation blanchâtre. Mais l'élimination complète de l'antimoine se reconnaît encore mieux à l'aspect de la surface du bain métallique dans le four : quand il ne peut plus se former

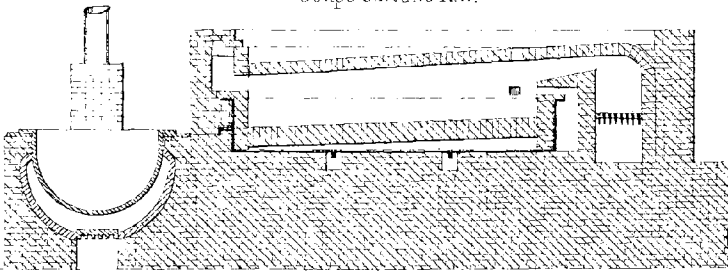
Coupe suivant CD.



Élévation.



Coupe suivant A.B.



Plan.
D

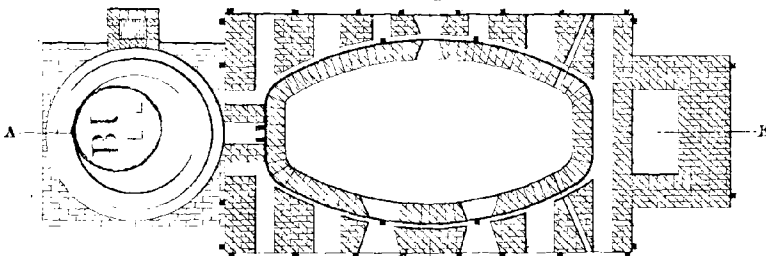


Fig. 56.

2 4 6 8 10 pieds

5826 12 81

Arch.-Imp. L. Courcier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

de crasses antimonieuses, apparaissent des litharges pures, qui prennent, en se formant, l'apparence de taches d'huile.

Four d'affinage ou de dulcification. — Le four employé aux États-Unis pour la dulcification du plomb désargenté présente quelques particularités intéressantes, et nous donnons dans la planche XXIV *bis*, fig. 56, le détail du four employé à *Germania Works* (Utah). La cuvette en fonte qui reçoit la sole proprement dite est fondue en trois pièces, ainsi que le montre la coupe suivant AB. Il y a trois ouvertures de 4 pouces en carré dans le pont et 2 sur le côté pour l'introduction de l'air.

La charge reste dans le four de 18 à 24 heures. La surface du bain est constamment exposée à l'oxydation de l'air qui entre par les ouvertures du pont. Environ vers le milieu de la durée totale de l'élaboration le bain est écumé. Pendant cet intervalle le zinc est ou volatilisé et entraîné par les gaz, ou oxydé et mélangé en cet état dans les crasses enlevées. L'antimoine s'oxyde ensuite; une certaine proportion de plomb s'oxyde également, et les progrès de l'opération sont suivis à l'aide de prises d'essai examinées comme il a été dit plus haut. Lorsque l'antimoine est parti en totalité, le plomb est coulé et envoyé aux fabriques de blanc de céruse.

Les crasses pour une charge de 20 tonnes sont, en poids, de 1 tonne à 1^t,5. Elles contiennent de 45 à 50 % de plomb, et toutes les autres impuretés. La charge est râblée pour enlever les crasses, mais on laisse les oxydes qui se forment après le dernier râblage et ils sont coulés avec la charge qui doit être traitée dans la chaudière de purification (*polling-kettle*) qui fait suite au four.

Si les plombs d'œuvre ne sont pas impurs, on le coule directement en saumons à la sortie du four. Mais presque partout l'antimoine n'étant pas enlevé totalement au four à réverbère, la dulcification se termine dans une chaudière spéciale.

La chaudière étant remplie soit directement comme à *Germania Works* (voir fig. 58), soit à l'aide du siphon Steitz que nous avons décrit, et le feu étant entretenu sous le foyer, on provoque l'oxydation du zinc et des impuretés en immergeant, et maintenant dans le bain de plomb fondu des bûches de bois vert. Ces bûches sont maintenues au fond du bain à l'aide d'un outil spécial qui se compose d'une barre transversale en fer ayant à ses deux extrémités deux manches en croix, que tiennent les ouvriers; deux tiges verticales, retenues par un croisillon, sont ajustées sur la barre; elles se terminent soit en pointes destinées à se ficher dans les trous correspondants percés dans la bûche soit par deux demi-colliers enserrant la bûche et l'empêchant de remonter à la surface quand elle est plongée dans le bain.

On répète cette immersion un plus ou moins grand nombre de fois suivant l'impureté du plomb. C'est surtout la vapeur d'eau dégagée qui a de l'influence sur l'oxydation des impuretés; aussi a-t-on le soin de maintenir dans l'eau les bûches destinées à cet usage.

A ce système de raffinage se substitue presque partout l'introduction de vapeur d'eau surchauffée d'après le système Cordurié.

On introduit la vapeur dans le bain par le fond de la chaudière à l'aide d'un

tuyau de 0^m,03 à 0^m,04 de diamètre et avec une pression très peu supérieure à la pression hydrostatique du bain de plomb. Le courant est maintenu pendant 10 à 15 minutes, le temps dépendant de l'impureté du plomb.

Cette méthode est employée notamment à la grande usine de *La Tortilla* près de Linarez (Espagne).

Nous en donnerons les détails dans l'étude de la désargentation telle qu'elle est pratiquée en Allemagne dans le Hartz (voir p. 248).

Les crasses de la dulcification, s'élevant ordinairement à 4 ou 500 kilogrammes par opération dans l'usine de *Germania*, sont refondues dans un four à réverbère.

e. TRAITEMENT DU TRIPLE OU DU QUADRUPLE ALLIAGE.

Le traitement des croûtes zincifères de la liquation — formant le triple ou le quadruple alliage suivant que les plombs d'œuvre contiennent seulement de l'argent ou qu'ils sont aurifères — est effectué de diverses façons.

A *Germania Works* le procédé Flack, bien qu'il soit considéré comme peu rationnel au point de vue métallurgique, est quelquefois mis en œuvre pour des raisons commerciales. Il consiste à charger les croûtes dans un four à manche, avec les scories et écumes de raffinage et des minerais de différentes natures. On produit ainsi de l'argent plombeux, mais le zinc est perdu.

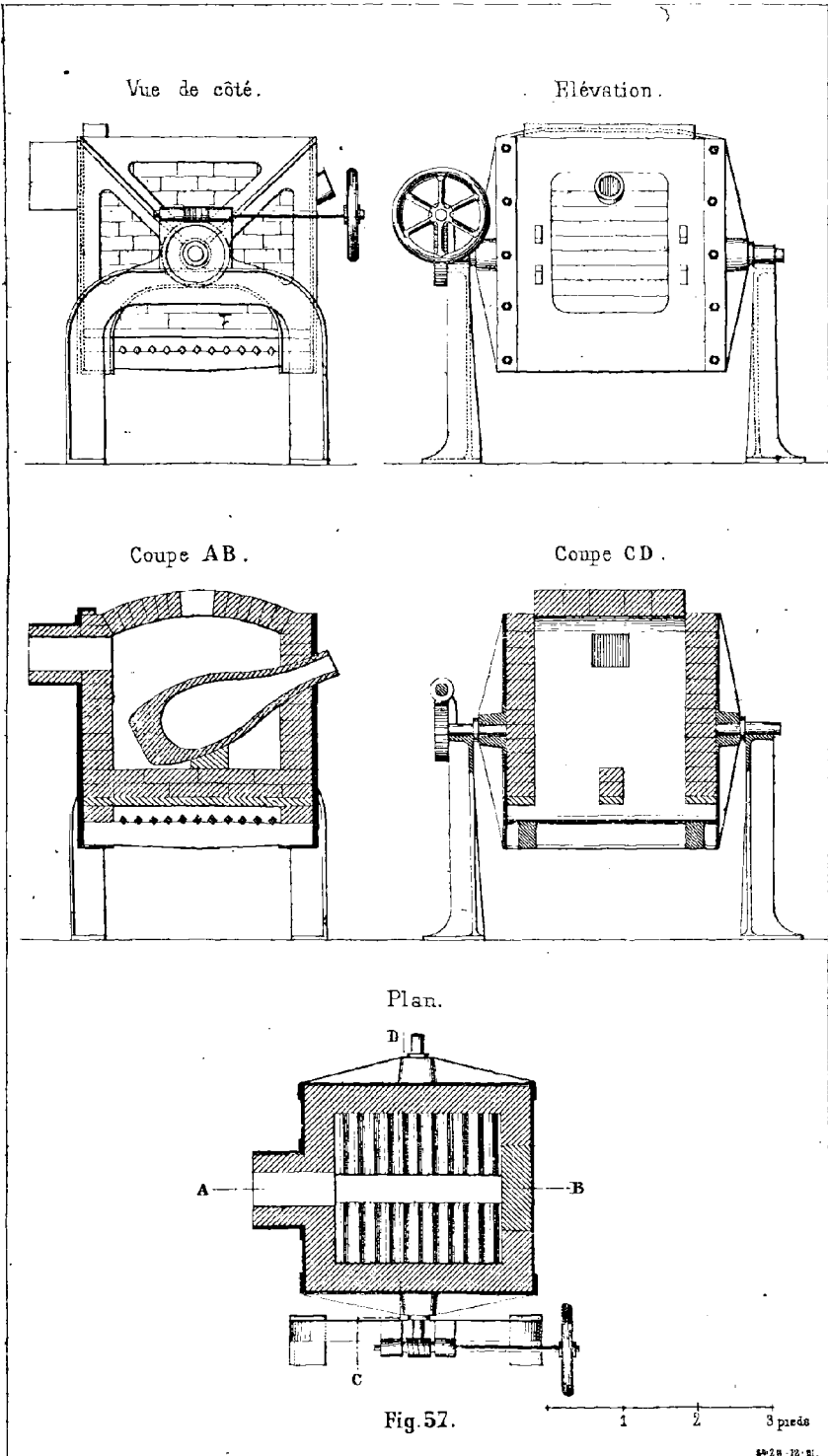
Les conditions commerciales de l'Utah sont si particulières que l'on ne doit pas s'étonner de constater le succès financier d'une opération métallurgique mauvaise en elle-même, mais conduite avec tous les soins désirables.

En Amérique, l'on opère le plus souvent la distillation du triple ou du quadruple alliage, soit dans des cornues en plombagine placées dans des fours fixes, soit dans les fours oscillants (*tilting furnace*) du système Faber du Faur.

En France, en Espagne et en Angleterre, on emploie le procédé Mauhes, c'est-à-dire la distillation dans un creuset de graphite surmonté d'un dôme luté; le creuset est entouré de coke et chauffé dans un fourneau comme lorsqu'on opère, au laboratoire, pour les essais de plomb, avec la distillation du zinc en plus.

Cornues de distillation. — La capacité usuelle des cornues en plombagine employées en Amérique pour la distillation de l'alliage zingueux est de 4 à 500 livres. Elles ont, en général, 2 centimètres environ d'épaisseur au pourtour et 3 à 4 centimètres vers le fond; le corps de la cornue a 0^m,60 de longueur et le goulot 0^m,17 de longueur avec un diamètre de 0^m,13. La cornue s'évase en forme de bouteille pour atteindre, au milieu, un diamètre de 0^m,35. Ces cornues sont faites en argile réfractaire mélangée de 25 % de graphite.

Fours de distillation. — Les fours de distillation du système W. B. Bodie ont été employés dans quelques usines américaines. Ils étaient caractérisés par l'assemblage de six cornues dans la même chambre placées sur deux rangs et à deux niveaux différents. Un seul foyer chauffait la chambre; il était



Auto-imp. L. Courcier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

activé par un courant d'air chaud obtenu à l'aide de tuyaux placés dans deux compartiments ménagés sur le sommet du four et sur l'une des parois qui recevaient le retour de flamme de la chambre. Les cornues étaient protégées de l'action directe de la flamme par un arc de voûte.

Dans la construction plus récente, le four à une seule cornue est un cube en briques réfractaires de 0^m,90 de côté avec armatures en fer. Au sommet du massif est un trou circulaire, de 0^m,25 de diamètre, pour l'introduction du combustible. Sur le devant est un orifice, laissant passer le bec de la cornue inclinée; sur le derrière, un carneau se raccorde à la cheminée.

La cornue est supportée par un pilier en maçonnerie de briques, elle se trouve ainsi au centre du four et est entourée par le combustible. Sa durée est de 15 à 20 fontes et son prix est de 14 à 16 \$. Leur rupture est le plus souvent causée par la maladresse des ouvriers qui détachent, à l'outil, le machefer attaché à la cornue.

Une allonge de 0^m,60 de longueur, de 0^m,10 de diamètre à son petit bout et de 0^m,22 à l'autre extrémité, est lutée à la cornue. Cette allonge est soutenue par une potence en fer et recouverte par une gouttière en tôle pour la protéger. Elle est en partie remplie de charbon de bois.

Mode de travail. — Une charge de 380 livres (172 kilogrammes) est introduite dans la cornue déjà chauffée, à l'aide d'une cuiller. La chaleur est suffisante pour faire fondre immédiatement presque tout l'alliage. Le zinc commence à distiller au bout de trois quarts d'heure, et se condense dans le condenseur où le charbon l'empêche en partie de s'oxyder. Indépendamment du zinc métallique condensé, il se dépose dans l'allonge une poudre bleue, mélange de zinc métallique divisé et d'oxyde qui forme une sorte de barrière à l'écoulement du zinc liquide; on enlève de temps en temps ce dernier avec une cuiller pour la couler en plaques destinées au zingage.

La proportion de zinc recueillie à l'état métallique est de 60 % du poids de ce métal contenu dans l'alliage; on obtient, en outre, 20 % de poudre bleue vendue aux usines à zinc; le reste est perdu.

La charge de plomb argentifère riche qui reste dans la cornue est siphonnée à l'aide du siphon Steitz, et coulée en lingots prêts pour la coupellation.

Four de distillation Faber du Faur. — La grande consommation de combustible et surtout l'usure rapide des cornues dans les fours sommairement décrits ci-dessus a presque partout fait adopter le four du système Faber du Faur, d'un emploi plus économique. Huit fours de ce système sont employés à *Germania-Works*.

Les dimensions sont à peu près semblables à celles du four fixe à une cornue dont nous venons de parler; mais ce qui caractérise le nouveau dispositif c'est que le four est porté par deux pivots de façon à pouvoir prendre un mouvement de rotation qui lui est imprimé par une roue dentée s'engrenant sur une vis mue elle-même par une roue à main, comme dans le type américain, ou par un levier comme en Allemagne. La pl. XXV, fig. 57, donne les dimensions et les détails du four de *Germania-Works*.

Mode de travail. — On chauffe le four jusqu'à ce que la cornue arrive au rouge sombre. On introduit alors l'alliage zingueux préalablement cassé en morceaux convenables lorsqu'il est encore mou, en le mélangeant de 5 ou 6 livres de charbon de bois menu, pour une charge totale de 250 à 400 livres d'alliage. Après l'introduction de la charge, la température est progressivement élevée jusqu'à la chaleur blanche, et lorsque les vapeurs de zinc commencent à apparaître, on met en place le condenseur ainsi qu'il a été dit pour le four fixe. On emploie quelquefois comme condenseur une retorte dont on a fait sauter le fond et dans laquelle on perce un trou à la partie inférieure pour laisser couler le zinc liquide. Un tuyau de poêle est attaché au bout pour entraîner les gaz.

Aussitôt que le zinc commence à se rassembler, un wagonnet, contenant les moules pour le zinc, et portant le support du condenseur, est approché de la face du four qui était jusque-là restée libre. Le zinc distillé est retenu dans le condenseur par une sorte de barrage formé par l'oxyde et la poudre bleue. Lorsqu'il est en quantité suffisante, on le coule dans les moules.

Aussitôt que le zinc ne distille plus qu'en faible quantité, le plomb n'en retient plus qu'une légère portion, mais il est désirable de chasser presque complètement les dernières traces; aussi maintient-on vers la fin la chaleur aussi forte que possible. On enlève le condenseur et on projette dans la cornue quelques petits morceaux de bois pour entraîner les fumées. Lorsqu'il ne s'en échappe plus, on fait basculer le four et le contenu de la cornue est déchargé dans un réservoir garni de brasque où on le laisse un peu refroidir pour le lingoter ensuite.

Le plomb riche ainsi obtenu contient à *Germania Works* de 2 000 à 3 000 onces d'argent à la tonne et pas plus de 0.5 à 0.8 % de zinc.

La cornue est alors soigneusement grattée avec un racloir en fer pour détacher les crasses ou scories adhérentes aux parois et empêcher qu'elles ne s'accumulent dans l'intérieur, augmentant ainsi les chances de rupture. Ces raclures sont réduites avec les litharges de la coupellation. En nettoyant la cornue on a le soin de la relever un peu et d'y projeter du charbon de bois en poudre pour former une atmosphère réductrice et empêcher la formation de litharge par suite de l'oxydation du plomb restant attaché aux parois, litharge qui corroderait promptement la cornue.

Les cornues peuvent ordinairement servir 15 à 20 fois, selon la qualité des cendres du combustible et les précautions prises par les ouvriers pour piquer le feu. A *Germania Works*, où l'on emploie du coke anglais à 4 % de cendres et où le travail est bien surveillé, elles font de 20 à 25 campagnes.

Le four après le nettoyage est remis en position et une nouvelle charge est introduite.

La durée de l'élaboration d'une charge de 550 livres est de huit à douze heures.

f. COUPELLATION DU PLOMB RICHE.

Dans l'usine américaine que nous avons déjà citée, le plomb riche provenant de la distillation et contenant de 2 à 3 000 onces à la tonne (62 à 93 kilogrammes

à la tonne) est coupellé dans deux fours de coupelle du système anglais, soufflés avec un appareil à jet de vapeur analogue aux Kœrting. Chacun des fours travaille pendant une semaine, et traite 35 barres de 65 livres chacune, par jour. Au bout de ce temps la coupelle est refaite.

Les lingots (*silver bullion*) produits dans une campagne pèsent environ 9000 onces et sont, d'ordinaire, de 990 à 995 de fin. Ils contiennent, dans cet établissement, 4 à 5 millièmes d'or seulement, les proportions relatives des deux métaux précieux variant avec la nature des minerais achetés.

Les litharges produites sont revivifiées au four à réverbère.

Dans quelques localités des États-Unis, la coupellation s'opère dans un four avec cuve à circulation d'eau du système Steitz. La cuve est en fonte et la pièce formant le canal des litharges, qui s'use rapidement, peut être remplacée. Récemment on a construit cette cuve en cuivre avec canal en fonte.

Le plomb est concentré dans le four à circulation d'eau jusqu'à contenir 60% d'argent et la coupellation se termine dans un four de coupelle anglais. Cette pratique est adoptée pour éviter d'augmenter le nombre d'ouvriers spéciaux expérimentés, la première coupellation pouvant être suivie par de simples manœuvres, et aussi pour diminuer les chances de détournement en spécialisant les responsabilités.

La coupelle était autrefois faite en *marne* artificielle composée par un mélange d'argile et de calcaire comme en Allemagne; on paraît adopter actuellement l'usage des coupelles en ciment hydraulique de Portland de la meilleure qualité, mouillé de façon à se mettre en boule en le pressant à la main et pilonné dans une cuve en fonte de 0^m,90 sur 1^m,20. On doit laisser sécher la coupelle très longtemps avant de s'en servir.

La charge est de 1400 livres et l'on ajoute du plomb à mesure de l'évacuation des litharges et jusqu'à ce qu'un poids total de 10 à 12 tonnes ait passé. C'est, en définitive, le procédé *par filage* décrit dans tous les ouvrages traitant de la métallurgie du plomb et de l'argent et, en conséquence, nous ne nous y arrêterons pas.

Pour opérer la coulée on enlève le couvercle mobile du four à l'aide d'un palan Weston et l'argent est coulé en une fois dans les moules.

En France, le plomb riche obtenu à la distillation est coupellé, de même, par la méthode *du filage* dans une petite coupelle montée sur chariot. Il n'y a pas d'autre particularité à signaler que celle de la substitution du phosphate de chaux naturel, en poudre, revenant à un prix trois fois moins élevé que les cendres d'os dont le prix était de 60 francs les 100 kilos.

La coulée se fait en perçant la coupelle par-dessous, ce qui exige que le fond du moule en fer, dans lequel a été pilonné le phosphate naturel ou la cendre d'os, soit à claire-voie.

Le plomb riche contient du cuivre et du zinc qui rendent la coupellation difficile, et l'on est quelquefois amené à ajouter du plomb pauvre vers la fin de l'opération pour enlever complètement le cuivre. Le zinc rend les litharges peu fusibles, au point qu'on doit parfois les agglomérer avec du charbon menu, et les écumer directement sans les faire passer par la rigole de sortie ordinaire. Les litharges cuivreuses sont toujours riches en argent et en or. L'argent coulé

en lingots est souvent refondu au creuset et lingoté une seconde fois en barres complètement propres.

g. TRAITEMENT DES RÉSIDUS DE FABRICATION.

Les produits secondaires dont on n'a pu éviter la formation dans le courant des opérations qui ont donné le plomb doux, d'une part, et l'argent aurifère (*doré-bullion*), d'autre part, doivent être traités à leur tour.

Dans ces produits secondaires se sont naturellement concentrées toutes les impuretés du plomb d'œuvre et particulièrement le cuivre et l'antimoine.

Le cuivre s'est concentré : 1° dans les premiers écumages de la batterie de zingage qui ont une teneur en cuivre légèrement plus élevée que le reste du bain de plomb; 2° dans le triple ou quadruple alliage d'où il a passé dans les écumages des creusets de distillation et dans le plomb riche et, enfin, de ce dernier dans les litharges.

Tous ces produits, écumages et litharges, sont passés, en Amérique, au four à manche avec des minerais plombeux. En France, on les traite dans un four à réverbère de réduction, où l'on maintient une température assez basse pour que le cuivre reste non fondu sur la sole sous forme de *carcas* contenant environ 50 % de plomb et près de 2 % d'argent, tandis que dans le bassin de coulée on obtient du plomb argentifère qu'on repasse au zingage.

La consommation de houille au four à réverbère est de 22 %.

Les résidus cuivreux sont passés au four à manche avec addition de pyrites ou de sulfate de chaux, si, comme en France, il est difficile de se procurer des minerais apportant leur contingent de métaux précieux. On obtient ainsi des mattes plombo-cuivreuses argentifères, ordinairement vendues à des établissements métallurgiques spéciaux.

h. CONDITIONS ÉCONOMIQUES.

Nous renverrons pour l'établissement des frais de désargentation des plombs d'œuvre en Angleterre et sur le continent aux ouvrages spéciaux, notamment à la partie de cette Encyclopédie qui traite spécialement de la désargentation des minerais de plomb par Roswag. Nous nous contenterons de dire qu'en Europe les frais de désargentation par tonne de plomb, sont moindres qu'aux États-Unis. Le bas prix de la main-d'œuvre et du combustible en sont certainement la cause dominante; mais le soin extrême avec lequel ces opérations de désargentation sont conduites de ce côté de l'Atlantique, — dont on a une preuve palpable dans le fait, déjà cité, d'un *gain* de 1 à 1 1/2 % de rendement industriel en argent sur les essais de coupellation au laboratoire, — n'est pas étranger à ce résultat.

Les fondeurs belges et allemands achètent couramment les plombs espagnols

avec la seule déduction de 45 francs par tonne pour frais de désargentation et à ce taux leurs profits sont encore considérables.

Les établissements américains, que nous avons cités au début de ce chapitre, sont en même temps des usines d'affinage des plombs auro-argentifères produits par les petites fonderies de la région, et de grandes fonderies centrales achetant elles-mêmes les minerais plombeux de divers *camps miniers*.

Au point de vue spécial auquel nous devons nous placer dans cet ouvrage, c'est-à-dire la séparation des deux métaux précieux, l'or et l'argent, d'avec le plomb, nous avons déjà donné quelques chiffres relatifs aux transactions sur ces matières, telles qu'elles se présentent aux États-Unis (voir p. 226).

Pour clore ces conditions économiques générales, nous dirons que le prix du coke varie suivant les régions de 10 à 30 \$, tandis que la main-d'œuvre se maintient presque partout aux taux uniformes et élevés que nous avons eu déjà souvent l'occasion de citer.

Nous avons montré dans un chapitre précédent les frais afférents à la production du plomb d'œuvre; les données suivantes fixeront, à leur tour, les frais spéciaux de la désargentation aux États-Unis.

TABLEAU DES FRAIS SPÉCIAUX DE DÉSARGENTATION AUX ÉTATS-UNIS DANS UNE USINE
TRAITANT 40 TONNES DE PLOMB D'ŒUVRE PAR JOUR

DÉSIGNATIONS	PRIX PARTIELS	PRIX TOTAUX	PRIX TOTAUX
	EN DOLLARS	EN DOLLARS	EN FRANCS
ÉPURATION DU PLOMB D'ŒUVRE.	54 \$	280 ^r 80
Main-d'œuvre : 4 ouvriers à 3 \$	12 \$		
4 tonnes de houille à 10 \$	40 »		
Entretien et fournitures.	2 »		
ZINGAGE	151,50	685,80
Main-d'œuvre totale : 15 journées à 3 \$	45 \$		
Zinc consommé à 75 \$ la tonne (déduction faite du zinc récupéré à la distillation)	48 »		
2T,5 houille à 10 \$	25 »		
Entretien et fournitures	13,50		
DULCIFICATION	71,50	371,80
Main-d'œuvre totale : 8 journées à 3 \$	24 \$		
3 tonnes de houille à 10 \$	30 »		
Entretien et fournitures.	17,50		
TRAITEMENT DU QUADRUPLE ALLIAGE.	65 »	358 »
Main-d'œuvre : 4 journées à 3 \$	12 \$		
2T,200 coke à 20 \$	44 »		
Entretien et fournitures.	9 »		
<i>A reporter.</i>		322 \$	1674 ^r 40

DÉSIGNATIONS	PRIX PARTIELS	PRIX TOTAUX	PRIX TOTAUX
	EN DOLLARS	EN DOLLARS	EN FRANCS
<i>Report.</i>		322 \$	1674 ^r 40
COUPELLATION DU PLOMB RICHE (fonctionnement intermittent).		37,50	195 »
Main-d'œuvre : 5 journées à 5 \$	25 \$		
Combustible à la coupelle et pour le soufflage : 0 ^r ,900 de houille à 10 \$	9 »		
Entretien, fournitures et coupelles	3,50		
RÉDUCTION DES LITHARGES, DE LA COUPELLE, ÉCUMAGES ET OXYDES DIVERS (opération intermittente sur 2 ^r ,500, correspondant à 40 T. de plomb d'œuvre).		16,50	84,76
Main-d'œuvre : 2 journées $\frac{1}{2}$ à 3 \$	7 \$50		
Combustible : 0 ^r ,800 de houille à 10 \$	8 »		
Entretien et fournitures	0,80		
FUSION AU FOUR A MANCHON DES CRASSES DE DULCIFICATION POUR PLOMB ANTIMONIEUX (opération intermittente sur 2 ^r ,400 de produits).		28 »	145,64
Main-d'œuvre : 4 journ. 8 h. à 5 \$	14 \$40		
Combustible :			
Coke 20 %, 0 ^r ,48 à 20 \$	9,60		
Houille à la machine soufflante, 0 ^r ,050 à 10 \$	0,50		
Entretien, fournitures et fondations	3,50		
DÉPENSES GÉNÉRALES		51 »	265,20
2 forgerons à 6 \$	12 \$		
1 peseur à 4 »	4 »		
1 essayeur à 5 »	5 »		
2 surveillants à 7 »	14 »		
1 superintendant à 10 »	10 »		
1 comptable à 6 »	6 »		
Total des frais spéciaux pour 40 tonnes		454 \$80	2564 ^r 96

Soit en chiffres ronds un prix de 59 francs par tonne de plomb d'œuvre. L'exemple que nous citerons ultérieurement montrera combien les frais de désargentation peuvent être réduits en Europe grâce au bon marché relatif de la main-d'œuvre et du combustible.

CHAPITRE III

TRAITEMENT DES MINÉRAIS COMPLEXES DE PLOMB, DE CUIVRE ET DE MÉTAUX PRÉCIEUX DANS UNE USINE EUROPÉENNE

Les exemples que nous avons donnés jusqu'ici pour faire comprendre le traitement des minerais complexes, par voie de fusion, se rapportent surtout aux usines américaines qui, la plupart du temps, spécialisent leur fabrication et traitent les unes des minerais cuivreux, les autres des minerais plombeux. Pour compléter l'étude de cette partie de la métallurgie des métaux précieux, nous examinerons le cas où, dans le même centre industriel, on a à traiter un ensemble de minerais dans lesquels le plomb, le cuivre, l'argent et l'or existent en quantités relatives différentes, mais sont, en définitive, tous utilisés.

Nous choisirons, comme exemple, les usines du Hartz, cette terre classique des mines et de la métallurgie qui, jusqu'à ces dernières années, semblait vivre sur son antique réputation et s'être laissé distancer par d'autres régions, mais dans laquelle une impulsion nouvelle a été donnée aux recherches scientifiques, et où les usines se sont transformées en de vastes laboratoires perfectionnant les appareils et utilisant de délicates réactions. L'introduction de plus en plus marquée de la *voie humide* dans la métallurgie s'y fait remarquer, là comme ailleurs, et nous aurons à signaler dans ce sens quelques remarquables tentatives couronnées de succès¹.

Classification des minerais et des produits dans les usines du Hartz. — Les minerais traités dans les usines du Hartz proviennent surtout du gîte du *Rammelsberg* et des filons du *Haut-Hartz*. Ce sont, pour la plupart, des minerais plombo-cupro-argentifères auxquels on associe des minerais *plombo-argentifères* étrangers et des minerais américains *auro-argentifères*.

Les métaux précieux se divisent dans le traitement : une partie de l'or et de l'argent va avec le plomb d'œuvre, une autre avec le cuivre noir. Nous aurons donc à examiner la séparation des métaux précieux de chacun des deux has métaux, après avoir énuméré séparément les opérations qui produisent ces deux derniers métaux. Les détails déjà donnés sur la fonte plumbeuse et la fonte cuivreuse, telles qu'elles sont pratiquées aux États-Unis, et ceux qu'on peut trouver dans tous les traités classiques de France ou d'Allemagne, nous

1. Les détails qui vont suivre sont extraits de l'intéressant mémoire publié dans les *Annales des mines*, VIII^e série, t. VI, en 1884, par M. Luuyt, ingénieur des mines.

dispenseront de décrire en détail les opérations préliminaires qui sont pratiquées dans les usines de l'État de *Clausthal*, d'*Altenau* et de *Lautenthal* dans le Haut-Hartz, et dans les principales usines du Bas-Hartz qui font partie de la *Unterharzer-Communion*. Ces usines sont celles de *Juliushütte* près *Astfeld*, de *Sophienhütte* près *Langelsheim* et de *Oker* près *Goslar*.

§ 1. OPÉRATIONS PRÉLIMINAIRES POUR OBTENIR LE PLOMB D'ŒUVRE ET LE CUIVRE NOIR

Les minerais traités à *Clausthal* sont des minerais de plomb tenant en moyenne 60 % de plomb, 0,3 % de cuivre et du zinc en proportion variable; la gangue est principalement quartzreuse.

Le traitement consiste en une fonte réductrice avec de l'oxyde de fer sans grillage préalable; le cuivre se concentre avec un peu de plomb dans une matte; les scories ne contiennent guère que du fer et peuvent être rejetées. Le plomb d'œuvre ne contient que des traces de cuivre, ce dernier n'ayant pas été oxydé reste en combinaison avec le soufre.

Dans ces conditions, le plomb d'œuvre peut aller à la désargenterie sans liquation préalable; la matte est passée plusieurs fois successivement au grillage en tas et à la fusion au four à manche avec les scories des opérations suivantes. On obtient du plomb d'œuvre, des scories un peu basiques et une matte concentrée qui est soumise au rotissage et donne du cuivre noir.

L'usine d'*Altenau* traite des minerais provenant également du Haut-Hartz en y adjoignant des minerais d'Amérique. On y obtient, par une série d'opérations analogues, du plomb d'œuvre et du cuivre noir. On y fabrique en outre de l'acide sulfurique avec des pyrites de fer cuivreuses, acide employé, en partie, au traitement du cuivre noir.

L'usine de *Lautenthal* traite par la même formule des minerais caractérisés par la présence de la blende en quantité notable. Il faut, par suite, augmenter la quantité de fer dans le lit de fusion, de manière à combattre l'épaississement des scories.

Dans les usines du Bas-Hartz les minerais du *Ramelsberg* que l'on y traite se trouvent divisés, après triage, en cinq catégories :

- 1° Minerais de plomb (avec blende et pyrite);
- 2° Minerais mélangés (tenant cuivre, plomb, zinc, fer);
- 3° Minerais de cuivre riches (pyrites de fer et de cuivre);
- 4° Minerais de cuivre ordinaires (pyrites de fer pauvres en cuivre);
- 5° Schistes avec veinules de pyrite cuivreuse.

La teneur en argent varie de 100 à 200 grammes, celle de l'or de 0^{rs},5 à 1 gramme à la tonne.

On traite les minerais plombeux dans les usines de *Juliushütte* et de *Sophienhütte*, les quatre autres catégories sont traitées à *Oker*. Comme exemple de composition des minerais plombeux traités dans les deux premières usines, nous citerons la composition suivante :

Galène	14	pour 100
Blende	36	—
Pyrite de fer	24	—
Pyrite de cuivre	5,5	—
Sulfate de baryte.	16	—
Gangue.	8,5	—

Le traitement consiste en un grillage en tas, aussi complet que possible, suivi d'un lavage partiel pour l'extraction du sulfate de zinc et d'une fusion réductrice pour plomb d'œuvre.

Le lit de fusion comprend pour 100 parties de minerai grillé et en partie lessivé, 40 parties de scories du traitement des minerais cuivreux d'Oker, des crasses et débris de four et 50 parties de coke. On obtient 9 % de plomb d'œuvre et 2 % d'une matte que l'on grille et que l'on concentre jusqu'à ce qu'elle contienne une proportion déterminée de cuivre; on l'envoie ensuite à l'usine d'Oker où elle est transformée en cuivre noir.

L'usine d'Oker, en raison de la variété de ses minerais, présente un exemple de la complication de la méthode qui doit être en ce cas suivie.

Les minerais mélangés ou de la deuxième catégorie sont grillés, puis fondus pour plomb d'œuvre et matte cuivreuse. La matte cuivreuse est concentrée, puis fondue avec celle qui provient du traitement des minerais de troisième catégorie ou minerais de cuivre riches.

Ceux-ci sont soumis à un grillage partiel, puis fondus avec ceux de la cinquième catégorie ou schistes cuivreux. La matte qui en résulte contient de 55 à 40 % de cuivre. On la concentre jusqu'à une richesse de 70 %.

Cette matte concentrée est fondue avec du cuivre de ciment provenant du traitement des minerais de cuivre pauvres ou de quatrième catégorie, pour obtenir du cuivre noir qui est grenailé et traité pour argent, ainsi que nous l'expliquerons.

Les minerais cuivreux de quatrième catégorie sont traités suivant la formule usitée en Angleterre, en Allemagne et en France (usine de *Lestaque* près Marseille) dans le traitement, pour acide sulfurique et cuivre, des minerais de Rio-Tinto et de Tharsis, que nous avons déjà décrit.

Ce traitement consiste, ainsi que nous l'avons vu, en un grillage dans des fours à pyrite où s'opère la combustion du soufre, et sa transformation en acide sulfureux se rendant dans des *chambres de plomb* où il se transforme en acide sulfurique. Les résidus ou *cendres de pyrites* sont mélangés avec du sel, grillés au four à moufle où s'opère la chloruration, puis soumis à la *lixiviation* et à la *cimentation* qui donnent, d'une part, du minerai de fer ou *purple ore* et, d'autre part, du cuivre de ciment.

§ 2. TRAITEMENT DU PLOMB D'ŒUVRE

En Allemagne comme en Amérique on a renoncé à la *couppellation* directe ou au *patinsonage* des plombs d'œuvre, et c'est par le procédé de *Parke*, ou par le zingage que l'on opère la désargentation du plomb.

Nous n'aurions pas à revenir sur ce traitement que nous avons longuement décrit si nous n'avions à signaler quelques particularités typiques des usines allemandes : elles consistent dans une généralisation de l'emploi de la vapeur d'eau d'après le système Cordurié dont nous nous sommes bornés à dire quelques mots (voir p. 237) et dans l'emploi du procédé spécial imaginé et réalisé par Schnabel à *Lautenthal*, qui paraît résoudre les difficultés relatives à la perte de zinc dans les traitements ordinaires du triple alliage.

Le traitement complet du plomb d'œuvre s'obtient à *Lautenthal* par la série d'opérations suivantes : 1^o Décomposition du plomb d'œuvre par le zinc en plomb pauvre et en triple alliage de zinc, plomb et argent (l'or étant réuni à l'argent); 2^o Affinage du plomb pauvre pour plomb marchand par élimination du zinc et de l'antimoine au moyen de la vapeur d'eau (procédé Cordurié); 3^o Transformation du triple alliage en plomb riche et en une partie oxydée, au moyen de la vapeur d'eau; 4^o Séparation de la partie oxydée en oxyde de zinc et en oxyde de plomb riche, par le carbonate d'ammoniaque (procédé Schnabel); 4^o Traitement des matières plombeuses riches.

Nous ne parlerons pas de la première opération, celle du zingage renvoyant aux détails déjà donnés (voir p. 232), mais nous décrirons les procédés Cordurié et Schnabel tels qu'ils sont pratiqués dans le Haut-Hartz.

a. AFFINAGE DU PLOMB PAUVRE (PROCÉDÉ CORDURIÉ).

L'affinage du plomb pauvre repose sur les réactions suivantes : Si dans un alliage de plomb et de zinc fondu on fait arriver de la vapeur d'eau surchauffée, à l'abri de l'air, le zinc est oxydé et se sépare sous forme de poudre jaunâtre. Si l'on porte au rouge cerise un alliage de plomb et d'antimoine, au contact de l'air, il se forme de l'antimoniote de plomb qui monte à la surface en une masse fondue de couleur noirâtre.

Tant que dure l'oxydation de l'antimoine, celle du plomb est relativement faible, mais quand elle est terminée, la litharge se forme en abondance.

Le zinc et l'antimoine constituant les impuretés principales du plomb pauvre provenant du zingage, on n'a, pour les faire disparaître, qu'à faire arriver d'abord de la vapeur d'eau dans le bain de plomb fondu, en le mettant à l'abri de l'air. On obtient ainsi l'oxyde de zinc mélangé d'un peu d'oxyde de plomb, car il est impossible d'éviter complètement l'accès de l'air. En permettant ensuite cet accès on éliminera l'antimoine, à l'état de combinaison avec une proportion équivalente d'oxyde de plomb.

On est averti de la fin de l'opération par la formation des litharges. Parmi les impuretés accessoires, le nickel, le cobalt, le fer, s'oxydent comme le zinc; le bismuth et le cuivre restent avec l'antimoine et le plomb.

Les deux opérations s'exécutent dans la même chaudière en fonte, munie à l'arrière d'appareils destinés à produire et à surchauffer la vapeur d'eau. Un conduit amène la vapeur du générateur dans un tuyau annulaire chauffé par le foyer; la vapeur surchauffée se rend dans l'intérieur du bain métallique à l'aide de tuyaux qui s'adaptent à l'extrémité du tuyau de surchauffage et plongent plus ou moins dans le bain suivant la qualité du plomb à affiner.

Pour éviter autant que possible l'accès de l'air, on recouvre la chaudière d'une hotte en tôle cylindro-conique terminée par un tuyau de dégagement où se déposent les oxydes entraînés. Une échancrure et une porte permettent l'entrée du tuyau et les prises d'essai. Cette hotte est contre-balançée par un contrepois.

Après l'écumage, on pousse la chaleur au rouge pendant un quart d'heure, puis on fait arriver la vapeur. Au bout de 2 heures l'oxydation du zinc est si complète qu'il n'en reste plus que 2 millièmes dans la masse. On enlève la hotte, on dégrasse les bords de la chaudière et on écume l'oxyde de zinc à l'aide d'une cuiller percée de trous.

On redonne ensuite de la vapeur d'eau, non pour faire jouer à la vapeur un rôle chimique, mais seulement pour exercer un brassage énergique au contact de l'air. L'antimoniate de plomb en masse noire, *abstrich*, monte à la surface et est écumée. Le plomb est alors presque chimiquement pur, ainsi que le montre l'analyse suivante faite au laboratoire royal de *Clausthal* en 1879.

Plomb	99.98273
Zinc	0.00088
Antimoine	0.00497
Argent	0.00030
Cuivre.	0.00028
Bismuth.	0.00858
Cadmium	0.00082
Fer.	0.00126
Nickel.	0.00018

100.

Le mélange d'oxydes et de plomb obtenu par l'élimination du zinc a la composition suivante ;

Sb ² O ³	1.893
Fe ² O ³	0.986
ZnO.	23.775
PbO.	37.953
Pb.	54.000
	<hr/>
	98.587

On enlève par lavage la partie légère sous forme d'un mélange tenant 60 à 67 d'oxyde de zinc et 30 à 40 d'oxyde de plomb qu'on vend comme couleur jaune; les résidus lourds sont fondus au four à manche.

L'antimoniate de plomb est également soumis à une fusion réductrice au four à manche dans lequel on le passe avec d'autres produits riches en antimoine, tels que les *abstrichs* de coupellation, en y ajoutant des matières ferreuses. On obtient ainsi un alliage de plomb et d'antimoine encore aigre, à cause de la présence de l'arsenic introduit par les *abstrichs* de coupelle. On le refond au contact de l'air en l'affinant à la vapeur d'eau. On arrête l'opération quand

l'antimoine commence à s'oxyder et on coule l'alliage qui contient alors 15 % d'antimoine et qui est livré au commerce pour la fonte des caractères d'imprimerie.

b. TRAITEMENT DU TRIPLE ALLIAGE PAR LA VAPEUR D'EAU.

On cherche d'abord à se débarrasser de la plus grande partie du plomb par *liquation*, ainsi que nous l'avons montré dans l'étude des usines américaines. Dans le cas particulier qui nous occupe, il ne faut pas dépasser le point de fusion du plomb, c'est-à-dire 335 degrés, car au delà l'oxydation du zinc serait considérable et l'épaississement de l'alliage rendrait impossible le traitement ultérieur à la vapeur d'eau.

L'alliage est traité comme précédemment dans une chaudière munie de sa hotte; on le chauffe pendant huit heures et, au bout de ce temps, la masse rouge est seulement à demi fondue. On introduit par le fond de la vapeur à deux atmosphères qui agit rapidement sur le zinc. L'opération dure un quart d'heure. Pour empêcher qu'il ne se produise des explosions, ainsi que cela est arrivé quelquefois, par suite de la concentration de l'hydrogène, on injecte à la surface un courant de vapeur d'eau qui entraîne les gaz avec lui dans un tuyau montant muni d'une fermeture hydraulique.

Ainsi que le montre l'analyse, presque tout le zinc s'est concentré dans la partie oxydée qui entraîne avec elle un tiers de l'argent. Le plomb dans cette partie oxydée y est moitié à l'état d'oxyde, moitié à l'état de grenailles mélangées. Le fer de l'alliage décomposé par l'eau passe dans la partie oxydée ainsi que la plus grande partie du cuivre, tandis que le bismuth et l'antimoine restent en proportion notable dans l'alliage. Enfin une partie du triple alliage non décomposé reste dans la partie oxydée.

La partie métallique va à la coupellation, la partie oxydée au traitement par voie humide que nous allons décrire en détail, car le principe sur lequel il repose peut trouver son application dans d'autres branches de la métallurgie des métaux précieux.

c. SÉPARATION DES OXYDES PAR LE CARBONATE D'AMMONIAQUE (PROCÉDÉ SCHNABEL).

Réactions du procédé. — Le but principal du traitement étant l'élimination du zinc et la voie sèche entraînant certains inconvénients, ainsi que nous l'avons montré dans l'étude des usines américaines, il fallait trouver un liquide qui attaquât le zinc sans dissoudre en même temps le plomb et l'argent. L'ammoniaque répond en partie à ce desideratum; mais les recherches de l'inventeur du procédé l'ont conduit à l'emploi du carbonate basique d'ammoniaque représenté par la formule $\text{AzH}^{\cdot}\text{O} \cdot \text{HO} \cdot \text{CO}^{\cdot}$ qui dissout la quantité maxima de zinc.

Mais lorsqu'on évapore le carbonate d'ammoniaque pour isoler l'oxyde de zinc, celui-ci retient une notable proportion d'acide carbonique, qui est enlevé à l'ammoniaque, et la totalité de l'oxyde de zinc se trouve, par suite, altérée. Il fallait donc s'arranger pour récupérer l'acide carbonique retenu par le sous-

carbonate de zinc, et, en outre, régénérer le dissolvant de manière à avoir un cycle continu.

Sans nous attacher à développer toutes les questions de chimie que soulevait le problème, nous allons montrer les principales réactions.

Le maximum de solubilité de l'oxyde de zinc dans la liqueur ammoniacale a été reconnu avoir lieu quand la liqueur contient 6 d'ammoniaque et 8 d'acide carbonique. Dans ce cas une partie d'ammoniaque dissout 1.5 d'oxyde de zinc. La température la plus favorable est celle de 60 degrés. L'état du zinc dans la dissolution est celui de carbonate double de zinc et d'ammoniaque. Lorsqu'on chauffe cette dissolution dans une cornue, la décomposition commence entre 50 et 60 degrés, l'ammoniaque et l'acide carbonique se dégagent et, se recombinant partiellement, vont se condenser dans le col sous forme de carbonate d'ammoniaque. Ce sel est repris par la vapeur d'eau et finalement se retrouve dans l'eau de condensation. La liqueur se trouble et laisse déposer, à la longue, une poudre blanche qui augmente à mesure que l'ammoniaque se dégage. Cette poudre a pour formule $5\text{ZnOCO}^2 + 3\text{H}_2\text{O}$; mais à mesure que l'ammoniaque et l'acide carbonique se dégagent, il se précipite de l'hydrate d'oxyde de zinc, de telle sorte qu'en définitive, le précipité total est un mélange de carbonate et d'oxyde de zinc hydratés.

L'oxyde de cuivre, soluble dans l'ammoniaque et le carbonate d'ammoniaque, passe aussi dans la distillation à l'état de carbonate et d'oxyde sous forme de poudre vert clair. Nous verrons comment on sépare ce métal dans la pratique.

Au lieu de chauffer la dissolution ammoniacale à feu nu, on a reconnu l'avantage de la traiter par de la vapeur surchauffée. Amenée dans la dissolution, elle la porte d'abord à son point d'ébullition, puis elle brasse énergiquement le liquide et entraîne avec elle les gaz mis en liberté. La distillation avec la vapeur à 5 atmosphères est cinq fois plus rapide que par le chauffage direct.

Si on conduit les vapeurs dans un espace maintenu à la température de 60 à 70 degrés, l'humidité des gaz dégagés s'y condense, tandis que l'ammoniaque et l'acide carbonique restent à l'état gazeux et peuvent aller se dissoudre plus loin dans de l'eau froide en quantité limitée. On peut donc avoir une dissolution contenant l'ammoniaque du début et l'acide carbonique, moins celui qui est retenu par l'oxyde de zinc. Une restitution d'acide carbonique permet d'avoir le cycle continu.

On est arrivé, dans la pratique, en utilisant les réactions, à obtenir les résultats suivants :

1° Le dissolvant du zinc est constamment régénéré; de sorte qu'on peut, avec une quantité limitée d'ammoniaque, traiter des quantités indéfinies d'oxyde de zinc riche, et le seul réactif à dépenser est l'acide carbonique que l'on restitue à la dissolution.

2° Le plomb et l'argent ne sont nullement altérés dans le résidu insoluble de la partie oxydée; de sorte que les pertes en métaux précieux sont nulles.

3° Enfin, le zinc est retiré sous forme d'un produit marchand dont la valeur commerciale est égale à celle du métal.

Le travail complet comprend six opérations que nous étudierons successivement.

Digestion de la partie oxydée dans l'ammoniaque. — Les chaudières qui servent à la dissolution sont en fer forgé. Elles sont cylindriques, horizontales et munies d'orifices pour le chargement et l'enlèvement de l'oxyde, pour l'introduction et l'écoulement de la dissolution ammoniacale, pour l'arrivée de l'acide carbonique, pour les prises d'essais, etc.

Elles sont en outre pourvues d'agitateurs mécaniques tenant les oxydes en agitation continue. Ces appareils sont parfaitement hermétiques, et on ne perçoit aucune trace d'odeur ammoniacale. Ils sont garantis, par les constructeurs Wegelin et Hübner, de Halle, contre toutes pertes en ammoniaque.

Les dimensions des chaudières permettent l'introduction de 1 000 à 1 200 kilogrammes de matière oxydée. On introduit cette charge dans la dissolution chaude de carbonate d'ammoniaque, extraite du condensateur où elle a été régénérée, et on met les agitateurs en mouvement. Au bout de 12 heures la dissolution est terminée; on s'en assure par une prise d'essai du résidu.

Une partie du cuivre se dissout également, ainsi que le prouve la couleur bleue du liquide, mais l'oxyde de cuivre se dissout plus lentement que l'oxyde de zinc et il en reste dans le résidu avec quelques grenailles de plomb.

Séparation et lavage des oxydes insolubles. — On est arrivé à résoudre le difficile problème de séparer et de laver le résidu sans perdre d'ammoniaque et sans trop étendre les liqueurs par une filtration avec lavage, sous pression et à l'abri de l'air, et par le lavage final des oxydes à la vapeur d'eau.

On emploie dans ce but des filtres-presses dont la construction rend impossibles les pertes d'ammoniaque.

Les agitateurs étant mis en mouvement, le plomb et une partie de l'oxyde de plomb se déposent et l'autre partie reste en suspension. A l'aide de la pression de la vapeur on fait monter le liquide trouble dans un tuyau qui le conduit au filtre-presse. La solution claire du filtre est envoyée soit dans les cuves de précipitation, soit dans le condensateur de la distillation, suivant les explications que nous donnerons ultérieurement.

On fait alors arriver de l'eau dans la chaudière et on agite de nouveau; l'eau entraîne encore un peu d'oxyde de plomb et de sel ammoniacal, on l'envoie de même au filtre-presse. On recommence plusieurs fois de suite l'opération. A la fin du lavage, qui demande quelques heures, on a dans la chaudière de l'oxyde de plomb et des grenailles.

Pour enlever les dernières traces d'ammoniaque on expose le résidu à la vapeur d'eau à haute pression, celle-ci entraîne l'ammoniaque dans le vase à distillation où elle échauffe la solution ammoniacale et la porte à l'ébullition. On retire les oxydes parfaitement secs.

Le résidu insoluble, mélange de plomb et d'oxyde de plomb, tenant en moyenne 2 1/2 % d'argent, est introduit dans la coupellation.

Précipitation du cuivre par le zinc. — Le cuivre se précipitant mieux dans des solutions concentrées, on n'envoie pas dans les cuves de précipitation les dernières eaux, mais seulement les premières eaux de lavage.

La cuve de précipitation est un cylindre horizontal en fer forgé, également muni d'un agitateur dont les bras projettent le liquide sur le zinc et enlèvent ainsi le cuivre précipité à la surface. Le zinc est employé en plaques de manière à offrir au liquide une grande surface de contact.

Pendant le traitement le cylindre est clos de façon à éviter les pertes d'ammoniaque. Il se dégage de l'hydrogène et, pour éviter les explosions, on ajoute un peu de carbonate basique de zinc. La précipitation est terminée en 6 heures. On ne retire le cuivre précipité que tous les mois. On le lave et on le traite à la vapeur d'eau qui enlève les dernières traces d'ammoniaque. L'eau de lavage cuivreuse repasse à la cuve de précipitation; la vapeur d'eau est dirigée dans le vase à distillation et de là dans le condensateur.

La dissolution ammoniacale de zinc débarrassée du cuivre se rend dans le vase à distillation dans lequel a lieu la séparation du carbonate d'ammoniaque et de l'oxyde de zinc.

Distillation de la solution ammoniacale. — Production du carbonate basique de zinc et régénération du carbonate d'ammoniaque. — Cette opération comporte les appareils essentiels suivants : le distillateur, le déphlegmateur, les condensateurs, les appareils de Woolf et le générateur à vapeur.

Le distillateur est un cylindre vertical en fer, terminé à sa partie inférieure par une partie conique. Il reçoit la liqueur ammoniacale provenant de la cuve à précipitation, et la totalité de l'eau de condensation de la vapeur d'eau employée pour la distillation. Il est pourvu d'orifices destinés à l'introduction de la dissolution et de la vapeur, à la sortie des gaz, du liquide qui reste après la distillation et du résidu solide de carbonate basique; en outre, il est muni d'ouvertures pour l'accès et le dégagement de l'air et pour les prises d'essai, d'un agitateur et d'une soupape de sûreté.

Le tuyau abducteur des gaz débouche dans le déphlegmateur, cylindre horizontal en fer où l'ammoniaque et l'acide carbonique se séparent de la vapeur d'eau; suivant la remarque déjà faite, la température doit être maintenue entre 60 et 70° dans cet appareil. Il est mis en communication avec le premier condensateur où se rendent les gaz.

Les condensateurs, au nombre de deux, sont également en fer et sont pourvus d'un serpentín intérieur à circulation d'eau froide. Ils sont reliés l'un à l'autre, et le dernier est en communication avec un système de trois flacons de Woolf dans lesquels restent les dernières traces d'ammoniaque. Pour plus de sûreté on fait barboter les gaz, après la sortie du dernier flacon, dans de l'acide sulfurique.

La tension de la vapeur est de 5 atmosphères. On la fait arriver par un tuyau à la partie inférieure du cône du bas du distillateur. Elle se condense d'abord et puis fait entrer le liquide en ébullition. L'acide carbonique et l'ammoniaque se dégagent ainsi que la vapeur d'eau, en formant des écumes.

Le tout se rend dans le déphlegmateur et le condensateur. L'eau se condense en majeure partie dans le premier, tandis que l'ammoniaque et l'acide carbonique se dissolvent dans l'eau du second. En maintenant le déphlegmateur à la

température voulue, on obtient dans le condensateur une solution ammoniacale assez concentrée pour dissoudre une nouvelle charge d'oxydes.

Le carbonate basique de zinc se sépare au fur et à mesure du dégagement et tombe dans le fond conique où il est maintenu en suspension par l'arrivée de la vapeur d'eau. Dès que les gaz dégagés n'ont plus l'odeur d'ammoniaque la distillation est terminée. Au bout de 20 heures il n'en reste que 0,005 %.

Pour opérer la vidange on ouvre le robinet d'un tuyau qui aboutit au fond du distillateur : la pression de la vapeur expulse, par ce tuyau, le liquide et le carbonate qui tombent dans une auge à filtre. Le carbonate de zinc est retenu et le liquide est envoyé au bassin d'alimentation des chaudières. Les traces d'ammoniaque qu'ils renferment ne nuisent pas à ces dernières, et cette quantité de réactif, si minime qu'elle soit, rentre dans la circulation.

Le distillateur se garnit à l'intérieur d'une croûte blanche de carbonate d'ammoniaque qui empêche le contact de la dissolution ammoniacale avec le fer; aussi le carbonate basique de zinc est-il d'un blanc de neige et ne contient que des traces de fer.

Restitution de l'acide carbonique. — Une partie de l'acide carbonique reste avec l'oxyde de zinc; il en reste aussi un peu avec le plomb. On pouvait théoriquement songer à récupérer cet acide par la décomposition du carbonate basique par la chaleur; mais dans la pratique on a trouvé plus économique d'utiliser les gaz d'un four à chaux. Ces gaz, composés d'acide carbonique, d'oxyde de carbone et d'azote, sont aspirés par une pompe et envoyés dans le condensateur. Les gaz non absorbés par l'ammoniaque passent dans un vase contenant de l'acide sulfurique qui a pour but de retenir à l'état de sulfates, les dernières traces d'ammoniaque entraînées par le courant. Quand on a une quantité suffisante de sulfate d'ammoniaque on le distille avec de la chaux, et l'ammoniaque produit rentre dans la circulation.

Calcination du carbonate de zinc. — Cette dernière opération s'effectue au four à réverbère avec gazogène ne donnant presque pas de fumée. La masse étendue sur la sole décrépité et se décompose progressivement en renouvelant les surfaces. A la fin de l'opération on l'amène dans la partie la plus chaude du four et la transformation en oxyde de zinc, d'un beau blanc, est alors complète, résultat qu'il faut atteindre au point de vue de la vente de ce produit, car, employé dans la peinture, il *couvre* moins lorsqu'il retient de l'acide carbonique.

d. TRAITEMENT DES MATIÈRES PLOMBEUSES RICHES.

Le plomb riche obtenu dans les opérations précédentes est soumis à la coupellation. Le mélange d'oxyde et de grenailles riches est aussi introduit dans la coupellation suivant le mode appelé *par imbibition*. Dans cette opération, le plomb et l'oxyde se séparent, le premier se réunit au bain en entraînant l'argent, le second se fond en une couche de litharge. Le four de coupelle a une sole

circulaire de 2^m,70 de diamètre, le chapeau en fer est protégé par un revêtement de marne. Le foyer, alimenté au bois, est soufflé. L'opération dure trente heures pour une charge de 8 tonnes. Le perfectionnement à signaler consiste dans l'adjonction au four de chambres de condensation. Le rampant divisé en quatre conduits amène les gaz dans un système de carneaux en zigzags d'un développement de 200 mètres sur une section de 8 mètres débouchant dans la cheminée.

Les *abzugs*, litharges et fonds de coupelle sont fondus au four à cuve.

e. FRAIS DE DÉSARGENTATION.

Les chiffres que nous allons citer pour les usines du Hartz ne doivent pas être comparés dans leur ensemble, avec ceux que nous avons déjà fournis pour les usines américaines, car les conditions économiques des deux contrées diffèrent considérablement. Le tableau suivant montre la part afférente à chacun des éléments du prix de revient dans un pays où le bon marché de la main-d'œuvre et du combustible réduisent à leur minimum le coût de l'opération complète.

TABLEAU DES FRAIS DE DÉSARGENTATION DANS LE HARTZ RAPPORTÉS A UNE TONNE DE PLOMB D'ŒUVRE.

DÉSIGNATIONS	OPÉRATIONS n° 1 et 2. Zingage et affinage	OPÉRATION n° 3. Travail du triple alliage par la vapeur d'eau	OPÉRATION n° 4. Séparation par l'ammo- niaque	OPÉRATION n° 5. Coupella- tion	FRAIS PARTIELS
Main-d'œuvre	2 ^{fr} 75	0 ^{fr} 05	0 ^{fr} 75	0 ^{fr} 35	3 ^{fr} 88
Combustible : houille à 17 ^{fr} ,50 la tonne.	1,70	0,14	1,05	0,13	3,02
Combustible pour le travail des abstrichs, etc.	1,50	»	»	»	1,50
Bois.	0,10	0,22	»	0,22	0,54
Zinc (15 kg à 43 fr. les 100 kg).	5,85	»	»	»	5,85
Perte en ammoniacque.	»	»	0,15	»	0,15
Marne.	»	»	»	0,11	0,11
Chaudières (achat et entre- tien).	4,10	0,77	»	»	4,87
Entretien des appareils.	»	»	0,35	0,28	0,63
TOTAL des frais spéciaux pour une tonne de plomb d'œuvre.					20 ^{fr} 55

Les produits d'une tonne de plomb d'œuvre sont : 1^o 61^{kg},15 de triple alliage décomposés par la vapeur d'eau en 38^{kg},500 de plomb riche et 25^{kg},65 d'oxyde; 2^o cette dernière quantité d'oxyde fournira 15^{kg},50 de matières plombeuses riches et 10^{kg},15 de blanc de zinc. Ce dernier revient à 22^{kg},50 les 100 kilogrammes.

§ 3. TRAITEMENT DU CUIVRE NOIR

Grillage des mattes et fonte pour cuivre noir. — Les mattes plombo-cuivreuses concentrées à 30 ou 35 % et contenant de l'argent et de l'or qui proviennent du traitement des minerais de cuivre sont soumises dans l'usine d'Altenau à une série de cinq grillages et de cinq fontes de concentration qui donnent, en définitive, du cuivre noir argentifère tenant un peu d'or.

Dans une dernière opération on affine au four hongrois tout le cuivre noir produit et on le coule en grenailles dans un bassin plein d'eau.

Dans l'usine d'Oker, vu la richesse en cuivre de la matte concentrée, on ne grille la matte que deux fois, puis on l'affine au four à réverbère pour cuivre noir et on la coule en grenailles.

Dans l'une et l'autre usine, les grenailles tiennent 96 à 97 % de cuivre et elles sont envoyées à la désargentaion.

Attaque du cuivre noir par l'acide sulfurique. — Le principe de la méthode consiste à humecter les grenailles d'acide sulfurique chaud et étendu jusqu'à ce qu'il ne marque plus que 25 degrés à l'aéromètre Baumé. Au contact de l'air et de l'acide, le cuivre s'oxyde et donne du sulfate soluble, tandis que le plomb donne un sulfate insoluble restant en dépôt avec l'argent et l'or contenus. Le fer et le nickel se dissolvent avec le cuivre.

L'opération se fait dans des tonneaux en bois doublés de plomb pourvus d'un double fond. On les charge de grenailles en commençant par les plus gros morceaux; puis on arrose à la partie supérieure avec l'acide qui traverse un bassin en bois doublé de plomb et chauffé. Un canal doublé de plomb reçoit les eaux chargées de sulfate et sert de premier cristalliseur. Les eaux mères servent à diluer l'acide employé.

Cristallisation du sulfate de cuivre et du sulfate de nickel. — Nous avons donné précédemment tous les détails relatifs à la purification du sulfate de cuivre et à sa transformation en produit marchand (voir p. 14).

Le nickel se concentre peu à peu dans les eaux mères qui sont indéfiniment en roulement. Au bout de quelques mois les eaux vitrioliques sont assez riches en nickel pour laisser déposer le sulfate de ce métal; mais ce dépôt ne commence qu'après celui du sulfate de cuivre, il est donc facile de les séparer. On purifie le sulfate de nickel par une seconde cristallisation.

Traitement des boues argentifères et aurifères. — La boue argentifère et aurifère qui est restée dans les tonneaux de dissolution et dans le bassin de purification contient environ 50 % de sulfate de plomb et 3 % d'argent. On la lave à l'eau pure, puis on la mélange avec des litharges à revivifier dans des fours à cuve, soit le four *Kast* à 5 tuyères, soit le four *Raschett* à 12 tuyères. Le premier est à section circulaire et à cuve évasée dans le haut. Le diamètre est 0^m,92 aux tuyères et 1^m,45 au gueulard.

La hauteur de la cuve est de 4^m,93 au-dessus des tuyères. Il existe un avant-creuset pour l'écoulement des scories. Le four Raschett a une section aux tuyères de 0^m,87 sur 2^m,15 et de 1^m,42 sur 2^m,15 au gueulard. Sa hauteur est de 4 mètres.

Le lit de fusion est additionné de pyrite grillée destinée à fournir le fer nécessaire à la précipitation et une partie du soufre nécessaire à la formation de la matte, le reste étant fourni par le sulfate de plomb.

On passe en vingt-quatre heures :

Boue argentifère.	5.000	kilogrammes.
Litharges.	1.000	—
Matte plombeuse grillée.	800	—
Pyrite de fer grillée	500	—
Scories du travail du plomb.	10.000	—
Scories du travail du cuivre.	4.000	—
Coke.	3.850	—

On obtient comme produit :

Plomb d'œuvre.	6.900	kilogrammes.
Matte cuivreuse argentifère.	3.550	—

Le plomb d'œuvre est directement coupellé; les litharges qui sont riches sont repassées avec le minerai de plomb; la matte cuivreuse repasse au traitement pour cuivre argentifère.

QUATRIÈME SECTION

SÉPARATION ET AFFINAGE DES MÉTAUX PRÉCIEUX

CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES

Les métaux précieux que l'industrie ou le commerce ont à séparer ou à affiner dans le monde entier se présentent sous forme de lingots, de pièces de monnaie, de vieux bijoux ou de vaisselle, d'amalgame; en somme, toutes les matières commerciales qui contiennent de l'or et de l'argent peuvent avoir à subir les opérations ayant pour but d'isoler et de purifier l'un ou l'autre des deux métaux précieux.

Ces opérations sont conduites dans l'ancien et dans le nouveau monde d'après les mêmes principes, bien que les procédés varient d'une contrée à l'autre. Les États-Unis se distinguant par l'abondance et la variété des matières précieuses, nous nous attacherons plus particulièrement à décrire les opérations délicates effectuées en ce pays sur une échelle grandiose dont les détails et les chiffres suivants pourront donner une idée.

Les matières précieuses sont reçues, aux États-Unis, dans les Monnaies (*Mints*) établies à *Philadelphie*, à *la Nouvelle-Orléans*, à *Denver*, à *Carson-city* (Nevada) et à *San-Francisco*, dans les bureaux d'essais publics (*assaying works*) établis à *New-York*, à *Charlotte* (N. Carol.), à *Saint-Louis*, à *Helena* et à *Boise-city* (Idaho); enfin dans un grand nombre d'établissements particuliers.

L'ensemble des opérations pour l'année 1885-1886 a porté sur une quantité de 5.050.814 pièces d'or frappées dans les Monnaies, d'une valeur totale de 54.077.580 dollars (177.203.376 francs) et de 31.627.157 pièces d'argent d'une valeur de 30.022.347 dollars (156.116.204 francs).

La valeur des barres d'or et d'argent manufacturées en dehors de celles destinées à la frappe, pendant la même année fiscale, s'élevait à une valeur de 19.031.809 dollars pour l'or (98.965.406 francs) et de 8.236.223 dollars pour l'argent (42.828.360 francs).

Le poids des lingots ou du *bullion* étant toujours évalué en onces troy (une once troy = 31^{gr},10), nous dirons que, pendant l'année déjà citée, le montant du poids des lingots parvenus aux établissements publics des États-Unis pour y subir l'affinage a été de 7.246.795 onces (environ 224.600 kilogrammes).

La production correspondante fut de 1.123.193 onces d'or (environ 34.820 kilogrammes) et de 5.920.573 onces d'argent (environ 183.550 kilogrammes). La valeur de l'or affiné dans cette même période aux États-Unis a été de 20.896.613 dollars (108.662.387 francs) et celle de l'argent de 6.889.395 dollars (35.824.843 francs).

Les détails statistiques que nous donnerons ultérieurement montreront que le mouvement de la production des métaux précieux a subi depuis l'époque citée quelques fluctuations, mais les chiffres qui précèdent suffisent pour montrer sur quelle échelle l'affinage des métaux précieux est pratiqué aux États-Unis, et nous allons étudier les procédés à l'aide desquels il s'opère.

Réception des matières précieuses. — Les matières précieuses arrivent le plus souvent dans les établissements publics sous forme de lingots (*bricks*); mais quelle que soit la composition ou l'état de la matière elle est, d'abord, prise simplement en dépôt. Chaque dépôt est pesé à l'état brut tel qu'il arrive, marqué d'un numéro, fondu et versé dans des moules spéciaux (*slipper-moulds*) pour en faire des barres (*shoe-bars*). Chaque lot est ainsi fondu séparément puis essayé. Sa valeur est déterminée; après quoi il est envoyé aux ateliers d'affinage.

Quand le dépôt est effectué, le déposant reçoit un reçu portant le poids du métal en onces troy et décimales, sans indication de valeur. Cette valeur est déterminée subséquemment par l'essai.

Sur cet essai le déposant reçoit un certificat qui est négociable ou même la valeur en espèces, si le numéraire est abondant, après déduction d'une certaine somme pour les frais d'affinage.

Le *bullion* ainsi reçu est placé dans une boîte en bois avec une étiquette donnant son historique et un numéro d'ordre. Après la fusion ce numéro est estampé sur les lingots produits.

Fusion préliminaire. — Le but de cette fusion préliminaire est de rendre le métal homogène en vue de l'essai. Le poids est pris de nouveau après fusion pour établir la perte à la fusion. Les moules employés sont rectangulaires et ont généralement deux cloisons qui atteignent la moitié de la hauteur, de sorte que le lingot puisse être facilement brisé en trois parties. Ils ont, d'ordinaire, 15 pouces (0^m,43) de longueur, 3 1/2 pouces (0^m,105) de largeur et 1 3/4 pouce (0^m,043) de profondeur. Le lingot d'argent dans un pareil moule pèse environ 200 onces (6^{kg},200). Si le lot est inférieur à ce poids, il est coulé dans une ou deux subdivisions, ou même dans des moules spéciaux.

Le fondeur de dépôt prend deux échantillons des lingots en détachant au ciseau un fragment de deux pointes de la barre diagonalement opposées. Si le lot déposé produit plusieurs lingots, on échantillonne de même la première et la dernière barre fondue.

Les lingots contenant une proportion notable de plomb sont mis à part avant l'envoi aux ateliers d'affinage, et lorsqu'ils sont en quantité suffisante on les couple dans un four anglais à fond en fonte à circulation d'eau.

Creusets. — La fusion préliminaire des matières précieuses s'effectue dans

des fours à creusets. Les creusets sont en plombagine et de divers numéros; le numéro 8 peut fondre, à la fois, 200 onces; le numéro 12, 250 à 300 onces; le numéro 20, 400 onces et le numéro 150, dernier de la série, jusqu'à 6000 onces.

Ils durent de 15 à 20 fusions, suivant la nature du *bullion*. Ils sont parfois brisés par accident, et des arrangements spéciaux sont adoptés dans le foyer, en vue de cette éventualité.

Avant de couler le contenu des creusets, il faut brasser la masse en fusion. On emploie pour cela deux espèces d'agitateurs. Les uns sont en graphite, les autres en fer. Les premiers en forme de palette sont saisis à deux mains par les ouvriers, à l'aide de pinces, et sont promenés dans la masse d'un mouvement rotatif; les seconds, formés d'un disque en fer perforé placé dans un étrier muni d'un long manche, sont agités de haut en bas.

La perte en poids à la fusion est nécessairement variable suivant la matière traitée. Avec du *bullion* ordinaire, elle varie de 5 dix-millièmes à 1 millième et demi.

Fourneaux de fusion. — Les fourneaux de fusion employés dans les Monnaies et bureaux d'essais des États-Unis ont le même caractère général; ces fourneaux sont construits avec une double enveloppe de fonte. L'espace qui les sépare est garni de briques ordinaires, et la garniture de briques réfractaires formant le foyer s'appuie sur la garniture de fonte intérieure. Nous n'entrerons pas dans le détail de la disposition des plaques, de la grille, du cendrier, et des portes à glissières garnies de briques réfractaires qui, à l'aide des rouleaux supérieurs, peuvent être déplacées sans efforts, le type des fours américains se rapprochant de celui qui est partout usité en Europe.

Les briques réfractaires de la construction peuvent être retirées avec la plus grande facilité tant pour réparer le fourneau que pour les piquer et enlever les métaux précieux qui s'y sont attachés.

L'or et l'argent, à leur température de fusion, sont plus volatils qu'on ne le suppose généralement. Ils le deviennent d'autant plus qu'il y a un plus fort tirage faisant passer à leur surface un courant gazeux, ou lorsqu'ils sont associés à des métaux volatils. De là résulte la nécessité de broyer toutes les briques du foyer pour en retirer les métaux précieux qui s'y sont condensés ou qui ont été projetés à leurs surfaces par éclaboussure ou par accident. Le mode de construction du four réduit à son minimum la masse siliceuse à broyer dans ce but. Nous verrons ultérieurement que les parties métalliques du four subissent elles-mêmes, quand elles sont hors d'usage, un traitement spécial destiné à récupérer les métaux précieux qu'elles contiennent.

Chaque fois que l'on agite le métal dans le creuset, en enlevant le couvercle qui, d'ordinaire, le recouvre, on a soin de fermer le registre pour diminuer les pertes par volatilisation. La surface du bain est, en outre, tenue constamment protégée par du borax ou du charbon de bois pulvérisé pendant la fusion, et le registre est tenu fermé pendant toute la période de la coulée.

Combustibles et fondants. — Le combustible employé est généralement, aux États-Unis, du charbon anthraciteux de *Lhigh*, s'il s'agit d'une fusion

importante, et du charbon de bois pour une petite fusion. Les fourneaux à gaz commencent à devenir d'un usage assez répandu.

Les fondants employés dans la fusion préliminaire sont la plupart du temps : le borax, le nitrate de potasse, le bicarbonate de soude; les cendres d'os sont employées comme couverte destinée à absorber les oxydes formés et à épaissir les scories liquides afin de les écumer. On emploie quelquefois le sublimé corrosif (bichlorure de mercure) lorsque le *bullion* contient de grandes quantités de plomb ou d'antimoine, et le phosphore en petite quantité (une demi-once pour 2000 onces de *bullion*) quand l'alliage contient du cuivre.

Mode de travail. — Nous aurons à revenir sur les précautions à prendre pour la conduite du feu, l'introduction de la matière à fondre dans les creusets préalablement chauffés, à l'occasion de la description des méthodes diverses de séparation des métaux précieux. Dans la fonte préliminaire pour lingots (*shoe-bars*) on élimine en partie le plomb en répandant à la surface du bain bien fondu une couche de cendres d'os de 5 à 6 millimètres d'épaisseur. On perce, au ringard, quelques trous dans cette croûte, et on introduit par ces ouvertures des cristaux de nitre. Après qu'une effervescence a eu lieu pendant quelque temps, mais n'est pas encore achevée, on promène circulairement l'agitateur de graphite à la surface; on écume ensuite avec un creuset triangulaire de façon à enlever seulement la croûte de scories. Lorsque le métal est à point, on procède à la coulée en puisant dans le creuset le métal à la cuiller ou poche dont on verse successivement le contenu dans les moules.

Le poids maximum maniable, avec la grande habitude qu'acquièrent les fondeurs, est de 120 onces environ.

Chaque coulée dure de 10 à 15 minutes pour les grands creusets contenant 5600 onces d'argent ou 6000 onces d'or.

Les barres fondues et essayées sont envoyées à l'atelier de séparation pour être *inquartées*, c'est-à-dire fondues de nouveau en proportion telle que l'argent soit à l'or dans la barre à traiter dans la proportion de 2 ou 2 1/2 à 1, proportion que l'on adopte généralement maintenant, au lieu de celle de 3 à 1 qui a fourni à l'opération spéciale en question son nom d'*inquartation*, l'or formant le quart du poids de l'alliage. Nous verrons qu'une proportion d'or moindre que cette dernière permet néanmoins l'attaque et produit plus facilement la séparation de l'or *gros* qui en résulte.

L'or et l'argent du commerce, quand ils sont fondus, sont très souvent cassants comme du verre, de sorte qu'un léger coup frappé sur un morceau de bois tendre suffit pour briser une barre en deux. Avant qu'on puisse les employer pour la frappe des monnaies ou pour tout autre usage, ils ont besoin d'être purifiés et rendus malléables. Cette opération de raffinage, que nous aurons à décrire, se nomme *toughening*.

Purification. — Avant d'entrer dans les détails des opérations destinées à rendre les métaux précieux *doux* et malléables (*tough*), nous dirons quelles précautions on emploie, dans quelques cas particuliers, pour la fonte en lingots des métaux précieux afin de les débarrasser, en partie, des impuretés qui les souillent.

L'or spongieux obtenu par la distillation de l'amalgame contient fréquemment une proportion de fer assez considérable pour qu'il soit nécessaire d'éliminer ce dernier. Cette opération s'effectue à l'aide du soufre dans un creuset de plombagine.

Le métal est maintenu à sa température de fusion (cette température est de 1002 degrés centigrades pour l'or et 1025 degrés pour l'argent), sans trop élever la température. On projette du soufre sur les bords intérieurs du creuset de manière à éviter les projections d'or en fusion sur les bords qui auraient lieu si on versait le soufre au milieu de la masse fondue. On agit avec soin cette dernière avec un agitateur de graphite préalablement chauffé au rouge, en répétant l'agitation après chaque addition d'une nouvelle quantité de soufre que l'on renouvelle jusqu'à ce que tout le fer ait été sulfuré. Le soufre n'a pas d'action sur l'or en fusion, tandis qu'il agit énergiquement sur le fer en formant un sulfure de fer. Le soufre a aussi une grande affinité pour l'argent et en entraîne une petite quantité, mais cette action est lente tant que le fer n'a pas été converti en totalité en sulfure.

L'or presque entièrement privé de fer se dépose au fond du creuset. On retire ce dernier du feu et on le laisse refroidir. Quand la masse est refroidie, on retourne le creuset et on détache au marteau le culot de métal du sulfure qui le surmonte. On le fond de nouveau et on le coule dans un moule.

Lorsque le *bullion* contient une assez grande quantité de plomb, ce qui arrive fréquemment et ce qui est dû le plus souvent à la présence d'un sous-sulfate de plomb, le nitre employé pour oxyder ce dernier n'agit que lentement. Par des additions répétées de sel ammoniac, alternant avec l'emploi du nitre, on obtient une oxydation plus rapide.

Si une quantité appréciable d'osmiure d'iridium existe dans l'alliage, on doit refondre le lingot dans un creuset propre, sans addition de fondant. Après fusion on maintient le creuset à une haute température pendant quelques minutes, l'osmiure d'iridium se dépose mélangé à de l'or au fond du creuset; on retire ce dernier du feu et on verse rapidement, mais avec précaution, la plus grande partie de la masse dans un moule; on laisse refroidir la petite portion restant dans le creuset qui contient presque tout l'osmiure d'iridium. On retourne le creuset et on détache un fragment du culot pour l'essayer. Lorsque l'on a une quantité suffisante de ces culots, voici comment l'on opère pour achever la séparation.

On fond cet or avec osmiure d'iridium en lui ajoutant trois parties d'argent, et l'on procède comme précédemment. L'alliage d'or et d'argent, riche en osmiure d'iridium, est plusieurs fois refondu avec addition d'argent; de cette façon l'osmiure d'iridium se concentre de plus en plus dans l'argent qui prend en grande partie la place de l'or primitif. Après la dernière addition d'argent le métal est grenailé, l'argent est dissous par l'acide sulfurique concentré qui laisse l'or et l'osmiure d'iridium. Une dernière attaque à l'eau régale dissout les résidus d'or laissant inattaqué l'osmiure d'iridium¹. La précipitation de l'or de

1. L'osmiure d'iridium vaut de 2 à 5 \$ l'once; l'iridium pur atteint le prix de 20 \$ l'once en raison des usages industriels auxquels on l'emploie depuis peu : garnitures de fléaux de balances de précision, pivots d'horlogerie, pointes d'aiguilles hypodermiques, etc. Les grains

sa dissolution s'effectue à l'aide du sulfate de protoxyde de fer. Le précipité est lavé à l'eau chaude, séché et fondu avec du nitre.

Raffinage (Toughening). — Les lingots d'or qui proviennent des usines de chloruration sont toujours plus ou moins cassants et l'on doit pour les rendre ductiles et malléables les priver de la petite quantité de plomb, d'antimoine, d'arsenic ou de bismuth, ensemble ou séparément, qui cause ce défaut de malléabilité qui les rendrait impropres à tout usage industriel. Pour ce genre de lingots, comme pour tous ceux qui présentent le même caractère, le raffinage ou *toughening* s'opère de la manière suivante :

On refond les lingots dans des creusets de plombagine n'ayant pas déjà servi. Lorsque le métal est en fusion on projette à plusieurs reprises à sa surface du sel ammoniac qui exerce principalement son influence sur le plomb contenu. On ajoute ensuite, en plusieurs fois, de petites quantités de sublimé corrosif (bichlorure de mercure). On doit avoir grand soin, après chaque application de sublimé, de tenir la porte du fourneau fermée pour éviter que les fumées épaisses et délétères qui se produisent, se répandent dans l'atelier.

Le sublimé corrosif a pour effet de produire la transformation complète des bas métaux et des métalloïdes nuisibles en chlorures volatils, et quoiqu'il ne soit projeté qu'à la surface de la masse, qui atteint quelquefois 2 à 300 livres d'or fondu dans le même creuset, il exerce son action dans tout l'intérieur, et rend l'or parfaitement *tough* dans toute sa masse.

Lorsqu'on juge la purification complète, on puise une certaine quantité d'or que l'on verse dans un petit moule en fonte long et plat. Lorsque le petit lingot est refroidi, il est ployé sur lui-même au marteau, et si l'on n'observe pas la moindre *craque*, l'or est considéré comme *tough*, et l'affinage terminé. On recouvre alors la surface de poussière de charbon, la masse est remuée avec l'agitateur et on procède à la coulée dans les moules en fonte.

Les barres d'argent sont, de même, souvent cassantes, et cet état est dû à la présence d'antimoine ou d'arsenic ou autres corps nuisibles à la qualité du métal, et l'empêchant d'être employé pour la frappe des monnaies. Cet argent est, d'ordinaire, refondu avec de l'or pour subir ultérieurement les opérations du *départ*.

Une forte proportion de soufre dans l'argent nuit à la correction de l'essai ; aussi en débarrasse-t-on préalablement l'argent en le fondant et l'agitant fréquemment avec une barre de fer ; le soufre agit sur le fer en le convertissant en sulfure et abandonne complètement l'argent. On écume, on agite la masse et on coule en barres la moitié du creuset, après avoir préalablement pris un échantillon avec une spatule en graphite. Ce premier échantillon est grenailé dans l'eau, ainsi qu'un second pris sur la seconde partie du creuset. Ces deux échantillons sont séchés, essayés d'abord approximativement par coupellation et, enfin, leur titre est exactement déterminé par la voie humide.

choisis d'osmium d'iridium employés pour les becs de plumes en or appelées « à pointe de diamant » valent de 50 à 70 \$ l'once.

§ 1. SÉPARATION OU DÉPART DES MÉTAUX PRÉCIEUX

Les méthodes de séparation ou de *départ* (*parting*) des métaux précieux se rapportent à plusieurs types que nous étudierons successivement. Aux États-Unis trois procédés sont actuellement en usage : 1° le procédé par l'*acide nitrique* ou *procédé double* employé à la Monnaie de Philadelphie; 2° le procédé par l'*acide sulfurique* employé dans toutes les autres Monnaies, excepté celle de San-Francisco où les deux méthodes ont été alternativement employées; 3° la méthode *Gutzkow* largement employée pendant la grande prospérité des mines du Comstock dans tous les établissements privés qui s'étaient créés pour l'affinage de l'argent aurifère (*Doré bullion*) de cette région.

Sur le continent européen et en Angleterre le procédé par l'acide sulfurique est le seul employé. En Australie, il a été essayé avec succès un procédé d'affinage par le *chlore gazeux* dont nous dirons quelques mots.

Aux États-Unis et au Mexique, enfin, des essais d'affinage par l'électricité, couronnés de succès, ont été tentés, ainsi que nous le verrons dans le chapitre spécial des applications de l'électricité au traitement des métaux précieux.

A. MÉTHODE DE DÉPART PAR L'ACIDE NITRIQUE.

Le procédé de départ par l'acide nitrique emploie sur une large échelle les mêmes réactions que celles qui sont mises en pratique pour les essais de laboratoire.

Ce procédé fut primitivement employé à Venise, dans la seconde moitié du xv^e siècle, par les essayeurs allemands qui se livraient à la séparation de l'or et de l'argent dans les pièces d'argent espagnoles. Au xvi^e siècle son emploi fut très développé dans la Monnaie de Paris. A l'heure actuelle il n'est guère employé, ainsi que nous l'avons dit, qu'à la Monnaie de Philadelphie, et l'on a même utilisé conjointement dans cet établissement l'action de l'acide sulfurique pour réaliser une économie notable dans les frais des réactifs d'attaque.

Le procédé consiste à *inquarter* d'abord le *bullion*, puis à faire une première attaque par l'acide nitrique et une double attaque subséquente par l'acide sulfurique. Le procédé, dans son ensemble, comprend la série d'opérations suivantes :

- a. Inquartation et grenailage;
- b. Dissolution dans l'acide nitrique;
- c. Double ébullition des résidus d'or dans l'acide sulfurique;
- d. Précipitation du nitrate d'argent par le sel marin;
- e. Réduction du chlorure d'argent par le zinc;
- f. Formation de gâteaux d'argent et séchage de l'or;
- g. Fusion de l'or et de l'argent en lingots.

a. INQUARTATION ET GRENAILLAGE

Inquartation. — L'inquartation se fait en fondant des barres d'or purifié, d'argent aurifère (*Doré bullion*) de compositions diverses et au besoin des barres d'argent pur, de façon que l'ensemble du métal fondu présente, d'après les essais préalables, une composition dans laquelle la proportion de l'or à l'argent soit de un à trois, ou de un à deux, ou même un peu inférieure à ce dernier rapport.

Fusion. — La fusion s'opère dans de grands creusets de plombagine placés dans des fours de fusion analogues à ceux que nous avons décrits. A Philadelphie l'atelier pour la fusion des lingots d'or et d'argent *standard*, c'est-à-dire des lingots destinés à être laminés et passés à la frappe des monnaies, et pour la fusion des lingots destinés à l'inquartation comporte 11 fours réunis dans le même massif. Ces fours sont adossés par groupes de 4 et, sur l'un des côtés, sont en outre alignés 3 fours. Chacun d'eux peut recevoir un creuset de plombagine n° 70 où l'on peut fondre 3 500 onces d'argent *standard* ou 6 700 onces d'or *standard*.

Les creusets servent, d'ordinaire, à 56 fusions successives pour l'argent et à 24 seulement pour l'or.

Lorsque la masse est bien fondue, elle est brassée avec un lourd ringard de fer. Un mélange parfait est d'une grande importance pour opérer convenablement la dissolution ultérieure.

Grenailage. — A l'aide d'une petite poche en plombagine, préalablement chauffée au rouge, l'ouvrier se plaçant sur un marchepied de 0^m,33 de hauteur, puise le métal fondu dans le creuset; il l'élève au-dessus de sa tête et le fait couler en mince jet en imprimant un mouvement ondulatoire et rotatif à la poche. Ce jet tombe dans un bassin en cuivre percé de trous dans le fond et sur l'un des côtés, et soutenu par des crochets dans l'intérieur d'un plus grand bassin également en cuivre rempli d'eau refroidie avec de la glace. On se contente quelquefois d'entretenir dans le bassin un courant continu d'eau froide.

Quelquefois le creuset est enlevé du four à l'aide de pinces appropriées et d'une grue et le grenailage s'opère en inclinant le creuset de façon à faire couler un mince jet de métal.

Le bassin de réception peut contenir de 4 à 500 livres de grenailles; il est enlevé à la grue, incliné du côté perforé, et lorsque l'eau s'est écoulée les grenailles sèches sont envoyées à l'atelier d'attaque.

b. DISSOLUTION DANS L'ACIDE NITRIQUE

Le métal grenailé est transporté, dans des boîtes en bois doublées de cuivre, de l'atelier de fusion à l'étage supérieur où se trouve l'atelier de séparation.

Ces boîtes de $0^m,45 \times 0^m,32 \times 0^m,15$ contiennent 2500 onces (77^k,500); elles sont munies de 2 poignées de fer à l'extérieur pour les soulever. Le transport en est fait sur de basses plate-formes avec roues, portant 12 boîtes; elles sont élevées par un ascenseur. Le contenu de ces boîtes est déversé dans un bassin en cuivre placé sur une table près d'une balance à plate-forme au même niveau que la table. Les grenailles y sont prises avec une pelle à main en cuivre, placées dans un bassin de cuivre sur la balance et pesées de façon à obtenir la charge exacte de chaque pot d'attaque.

L'atelier de séparation est dallé en pierre; il a 24 mètres de long sur 10 mètres de large et 4 mètres de hauteur. L'attaque se fait dans une chambre en bois construite sur le milieu du petit côté de l'atelier, ayant 7 mètres de longueur, 3 mètres de hauteur et 1^m,65 de largeur, dont le plancher est surélevé d'une marche. Cette espèce de hotte à toit incliné communique avec la cheminée d'appel. L'intérieur en est garni d'une double doublure de planches que l'on peut remplacer quand les vapeurs acides l'ont trop attaquée. Les planches sont goudronnées à l'intérieur et peintes à l'extérieur.

Le fond de la hotte est divisé en deux parties, et dans chacune se trouvent 2 baquets doublés de plomb de 0^m,60 de largeur et de la longueur de la moitié de la hotte. La profondeur de ces baquets, construits en planches de 0^m,05, est de 0^m,55. Ils servent de *bain-marie* pour les pots d'attaque et dans ce but un tuyau règne dans le fond pour la circulation de la vapeur. 6 pots peuvent être placés dans chaque baquet et 3 portes équilibrées sont ménagées dans chaque paroi de la hotte pour permettre de remuer de l'extérieur, à l'aide d'une spatule en bois, le contenu de 2 pots.

On ne met dans chaque baquet qu'une hauteur d'eau de 0^m,25 et le trop-plein, pendant l'ébullition, s'échappe à cette hauteur par un bout de tuyau.

Les pots d'attaque employés viennent d'Allemagne, ils sont en terre émaillée et ont environ 0^m,50 de diamètre et autant de profondeur. Ils sont munis d'un bec et de poignées coniques à l'extérieur. Leur poids est de 40 kilogrammes environ. Leur durée est très longue.

Ils reposent sur une claie en bois dans le fond du bassin placée entre les tuyaux de cuivre qui circulent sur les côtés. Ces tuyaux de 0^m,037 de diamètre sont percés vers l'intérieur de trous de 0^m,003 tous les 0^m,05.

La charge de chaque pot est de 120 à 135 livres de grenailles. L'acide nitrique employé est à 40° B. Cinq pichets d'acide contenant chacun 25 livres sont déversés dans le pot et la charge d'acide et de grenailles remplit à peu près la moitié du pot.

La vapeur étant introduite dans le bain-marie, on le porte à l'ébullition et l'y maintenant pendant 12 heures.

Pour empêcher les grenailles de s'agglomérer, on doit les brasser à l'aide de la spatule toutes les 20 minutes, chaque brassage étant d'une minute pour chaque pot. Les portes à coulisse sont levées pour le brassage, mais le tirage est si énergique qu'aucune fumée ne se répand dans l'atelier.

On laisse la digestion s'effectuer pendant la nuit, et le matin suivant, après avoir réchauffé le bain pendant quelques minutes, on ajoute de l'eau pour étendre la dissolution de nitrate d'argent jusqu'à 0^m,075 du bord du pot.

La dissolution est alors soutirée avec un siphon en or de 0^m,037 de diamètre, muni d'un bouchon en bois. La dissolution de nitrate d'argent est recueillie dans des baquets en bois de 0^m,45 de diamètre et 0^m,37 de hauteur; construits en douves de 0^m,05 d'épaisseur, cerclés en fer et munis de poignées.

Quand la dissolution est soutirée jusque près de la surface de l'or, on ajoute 3 pichets d'acide frais et l'on fait bouillir de nouveau pendant 12 heures. Ce dernier acide n'est pas saturé et on le transvase dans un pot vide pour être employé sur une nouvelle charge.

Quand l'acide est épuisé assez bas pour qu'il n'y ait aucun danger de retirer de l'or, on ajoute de l'eau pour diluer et on siphonne dans un baquet.

Le soulirage étant fait, on retire le pot de la hotte et on lave l'or dans un filtre.

Ce filtre est un baquet en bois de 0^m,70 de diamètre en haut, de 0^m,60 au fond, ayant un faux fond à 0^m,10 de hauteur au-dessus du fond fixe. Le faux fond est percé de trous de 0^m,006. On le recouvre d'abord d'une toile de coton qui est ramenée au-dessus du sommet du baquet et y est clouée. 3 épaisseurs de papier-filtre suédois sont placées sur le fond de toile et du papier brun épais et raide sur les côtés, puis une nouvelle toile recouvre le papier et se cloue au sommet. Le baquet est recouvert d'un couvercle et placé dans une cage en fer reposant sur un wagon. Les montants de cette cage se referment sur le couvercle de façon à le rendre étanche, et portent des anneaux permettant de soulever l'ensemble; au-dessous du faux fond on place un robinet de bois de 0^m,04 d'ouverture.

On verse dans le filtre l'or contenu dans les pots d'attaque, on lave soigneusement ces derniers. Le filtre est alors soulevé par un chemin de fer aérien et lavé à l'aide d'un courant d'eau chaude pendant 2 ou 3 heures au-dessus du bassin à argent dans lequel s'écoulent les eaux de lavage.

La charge de 11 pots laisse à peu près 0^m,30 de hauteur d'or pulvérulent dans le filtre.

Quand l'eau qui s'écoule est parfaitement pure, on abaisse la cage sur le plancher et l'on retire l'or du filtre avec des cuillers en porcelaine pour le traiter par de l'acide sulfurique.

Les toiles du filtre durent 2 ou 3 opérations, on les incinère et on ajoute au reste l'or qui en provient.

C. DOUBLE ÉBULLITION DES RÉSIDUS D'OR DANS L'ACIDE SULFURIQUE

Cette opération a pour but d'enlever les dernières traces d'argent restant dans l'or de l'attaque à l'acide nitrique. Elle s'opère dans des récipients en fonte, sorte de calottes hémisphériques de 0^m,55 de diamètre et de 0^m,50 de profondeur, portant deux tourillons sur les côtés et munies de 3 pieds.

Ce bassin entre dans un trou circulaire, ménagé dans la plaque de fonte qui forme la partie supérieure du fourneau, et dont le rebord est évidé. Le pot lui-même, étant placé sur cette ouverture, s'y enfonce de façon à déborder de 0^m,18. Le fourneau, de forme hexagonale, a 0^m,70 de largeur et 0^m,62 de hauteur. Il est garni extérieurement de tôles à bouilleurs et intérieurement de briques

réfractaires ; on y brûle de l'anthracite. Le trou circulaire a un couvercle que l'on glisse sous le pot d'attaque quand l'opération est terminée ; on soulève le pot à l'aide de tubes en fer que l'on emmanche sur les tourillons. Il existe à Philadelphie 4 de ces fours.

Les pots sont recouverts par un capuchon conique en plomb surmonté d'un tuyau de 0^m,15 de diamètre également en plomb glissant à l'intérieur d'un tuyau plus grand. Le capuchon présente sur le côté une ouverture fermée par une feuille de plomb pouvant être déplacée lorsqu'il est nécessaire d'agiter le contenu du pot à l'aide d'une barre de fer d'un mètre, terminée par un râteau à 4 dents.

Les capuchons sont contre-balancés de façon à pouvoir être facilement soulevés.

Le tuyau d'échappement des vapeurs acides, au-dessus du capuchon, pénètre dans le fond d'une boîte doublée en plomb de 0^m,60 de côté et s'élève de 0^m,05 au-dessus du fond, qui lui-même présente une inclinaison vers un angle ; au centre de cette boîte, un carneau se relie avec le carneau de ventilation général des ateliers emportant dans la cheminée les vapeurs acides échappées à la condensation de la boîte. L'acide condensé dans la boîte est conduit par un tuyau de plomb dans un récipient établi sur le plancher.

L'or est puisé dans le filtre à l'aide d'une cuiller en porcelaine de 0^m,15 de diamètre et 0^m,10 de profondeur ayant un manche de 0^m,125 de longueur. On maintient au-dessous un vase en porcelaine plus grand pour recevoir tout ce qui pourrait tomber. Dix de ces cuillerées sont déversées dans chacun des pots en fonte.

A cette charge on ajoute un pichet d'acide sulfurique à 66°B pesant 52 livres (14^k,500 environ) et on fait bouillir pendant 1 heure 1/2 ; au bout de ce temps l'acide est presque entièrement évaporé. On remet un second pichet d'acide et on fait bouillir de nouveau pendant le même temps, en ayant soin d'agiter avec le râteau toutes les 10 minutes.

Après ces deux ébullitions, l'or atteint 996 à 998 de fin. En faisant bouillir une troisième fois on peut arriver facilement à 999,5 de fin.

L'excès d'acide est décanté pour être usé à nouveau. L'or, après être soigneusement lavé avec de l'eau, est gardé sous l'eau dans un pot de porcelaine, et filtré dans des filtres analogues à ceux que nous avons décrits.

Quand on a recueilli une quantité d'or suffisante, on le transporte au four de séchage situé à l'étage inférieur et en tout semblable au four à argent que nous décrirons, mais de moindres dimensions. On ne le comprime pas en pains, et quand il est séché on l'envoie à l'atelier de fusion.

L'acide sulfurique est emmagasiné dans des réservoirs en bois doublés de plomb dans lesquels on déverse les dames-jeannes du commerce ; on l'y puise avec des pichets de 2 litres portés sur des assiettes de plomb.

d. PRÉCIPITATION DU NITRATE D'ARGENT

Toutes les dissolutions du nitrate d'argent sont réunies dans une cuve de précipitation. Cette cuve elliptique a 3^m × 2^m,50 et 1^m,35 de profondeur. Elle

est construite en douves de bois de 0^m,075 d'épaisseur renforcées par une couronne extérieure de douves de 0^m,025 d'épaisseur et de 0^m,075 de largeur espacées de 0^m,075, le tout relié par 6 cercles en fer de 0^m,003 d'épaisseur sur 0^m,055 de largeur. Cette cuve est placée à 1 mètre au-dessus du plancher.

La dissolution de sel marin qui doit servir à la précipitation est faite dans un bassin placé à l'étage supérieur. Elle est faite à saturation. Des tuyaux en fer permettent de la déverser dans la cuve de précipitation. On agite avec un râble en bois. Quand l'essai montre que l'argent est complètement précipité, on renouvelle le brassage et l'on pousse avec le râble le précipité lourd vers le côté du bassin où se trouve l'orifice d'écoulement. Une rigole, supportée par 2 barres fixées au bassin, reçoit le liquide et le précipité et déverse le tout dans un bassin porté sur un wagonet. Ce bassin, de 2 mètres environ de longueur sur 0^m,75 de largeur et 0^m,375 de hauteur, est garni de plomb à l'intérieur. Le fond en est percé de trous de 0^m,006 de diamètre. Une toile maintenue en haut par un cadre recouvre le fond et les parois du bassin. On pousse avec le râble la partie la plus épaisse du précipité qui s'étale dans le filtre, et forme ce qu'on appelle un fond, jusqu'à ce qu'il atteigne 5 centimètres d'épaisseur environ. Ce fond une fois formé est assez épais pour empêcher toute trace de chlorure d'argent de traverser la toile, et le reste de la liqueur est alors déversé dans le filtre. Pendant que le fond de chlorure d'argent se forme, la liqueur coule trouble. On la reçoit dans des seaux en bois à cercles et anse de cuivre et on la rejette dans le bassin. Quand un verre de la liqueur filtrée placé devant la lumière est parfaitement clair, les seaux sont retirés et un canal est placé pour évacuer la liqueur claire.

On lave ensuite pendant 4 heures le précipité de chlorure d'argent avec de l'eau froide jusqu'à ce qu'il soit parfaitement pur.

e. RÉDUCTION DU CHLORURE D'ARGENT PAR LE ZINC

Le wagonet portant le bassin à filtrer le chlorure d'argent, quand ce dernier a été complètement drainé, est amené près d'un autre bassin dans lequel doit se faire la réduction du chlorure d'argent par le zinc métallique.

Le chlorure d'argent est retiré du filtre avec une pelle en cuivre et versé dans le bassin.

Ce bassin a 1^m,80 × 1^m,10 et 0^m,45 de profondeur; il est doublé en plomb de 6 millimètres. Les coins du fond du bassin sont arrondis pour faciliter le brassage. Le zinc granulé contenu dans des boîtes est ensuite déversé dans le bassin.

On charge ordinairement 4 boîtes de 0^m,50 × 0^m,30 × 0^m,15 contenant chacune environ 15 kilogrammes de grenailles de zinc pour le produit de 11 pots d'inquartation.

L'action de réduction doit commencer immédiatement; on la provoque quelquefois en ajoutant 1/2 litre d'acide sulfurique. On brasse activement la matière avec une raclette en bois pendant 1 heure consécutive; ensuite on ne brasse plus que de temps en temps, et au bout de 4 heures l'opération est terminée.

On ajoute un peu d'eau pour dissoudre le sel de zinc, en tout 45 kilogrammes environ d'acide et enfin 3 pichets d'acide sulfurique lorsque toute réaction a cessé pour dissoudre l'excès de zinc. On laisse le bassin en repos pendant la nuit avec l'excès d'acide. On pousse d'un côté l'argent réduit et la liqueur en excès est évacuée avec un siphon de cuivre.

f. ADOUCISSEMENT ET COMPRESSION DE L'ARGENT EN PAINS

L'argent réduit est retiré du bassin avec une écope en cuivre et placé dans un baquet doublé de plomb pour être lavé. Ce baquet a 0^m,90 de diamètre et 0^m,50 de profondeur jusqu'à un faux fond élevé de 0^m,10 au-dessus du fond véritable. Le faux fond est percé de trous de 6 millimètres et recouvert d'une toile. On remplit avec de l'argent et on lave à l'eau chaude jusqu'à ce que toute trace de sel de zinc ait disparu.

Le baquet est transporté dans le sous-sol où se trouve une presse hydraulique; on en vide le contenu dans un moule circulaire de 0^m,30 de diamètre et 0^m,50 de profondeur. Le plongeur de la presse y entre avec beaucoup de jeu. L'argent y est d'abord battu avec un pilon de bois rond; puis, on fait descendre le piston jusqu'à ce que le pain n'ait plus que 0^m,10 d'épaisseur. L'eau qui s'écoule est reçue sur un filtre en toile.

L'argent en pains est porté au four de séchage. Ce four est construit en tôle de 1 centimètre et a 2^m,10 × 0^m,95 formant une cuvette de 0^m,10 de profondeur. Une hotte le recouvre et le carneau qui fait suite au foyer passe sous la cuvette. On y brûle du bois de pin.

Les gâteaux d'argent apportés dans des bassins en cuivre sont empilés sur la plaque du four par rangées de deux et au nombre de 20. Ils se contractent par la chaleur.

Ainsi que nous l'avons dit, l'or doit être séché comme l'argent avant d'être fondu, mais n'est pas pressé.

g. FUSION DE L'ARGENT ET DE L'OR EN LINGOTS

Afin d'éviter les redites nous donnerons, dans la description du procédé le plus usuel par l'acide sulfurique (voir p. 281), les détails de l'opération de la fusion de l'argent et de l'or en lingots, opération qui est effectuée d'une façon uniforme quelle que soit la méthode de départ.

B. MÉTHODE DE DÉPART PAR L'ACIDE SULFURIQUE.

La séparation de l'or et de l'argent par l'acide nitrique est maintenant presque universellement remplacée par le procédé à l'acide sulfurique. La méthode par l'acide nitrique est plus coûteuse à cause de l'emploi de vaisseaux en platine, en porcelaine ou en faïence émaillée, aussi bien qu'à cause de la perte de l'acide nitrique, du zinc et de l'acide sulfurique.

La découverte du procédé à l'acide sulfurique au xviii^e siècle est attribuée au chimiste allemand Kunckel; elle a été ensuite employée par Schiffer en Suède vers le milieu du xviii^e siècle. A d'Arcet, directeur général de la Monnaie de Paris, est due la première application sur une large échelle du procédé par l'acide sulfurique. La première usine suivant ce système fut érigée à Paris en 1802; on y employait des récipients de platine. Un établissement analogue fut ensuite construit à Londres en l'année 1829 par Mathison, fondeur et affineur de la Monnaie de Londres.

Les résultats les plus satisfaisants, en vue d'effectuer le plus haut état de séparation, s'atteignent, par ce procédé, en proportionnant l'alliage sur lequel on opère de telle sorte que, pour une partie d'or, on ait 2 parties 1/2 d'argent, et l'on peut ainsi obtenir un or affiné qui ne contient que 4 millièmes d'argent.

Lorsque l'alliage est dans la proportion supérieure d'une partie d'or pour 2 d'argent, la séparation de l'argent n'est pas aussi complète et l'or peut contenir en général de 8 à 10 millièmes; si la proportion d'or est moindre, il survient des difficultés mécaniques, l'or restant trop compact, et conséquemment empêchant l'acide de pénétrer l'alliage, et les dernières traces d'argent ne pouvant être enlevées.

Le titre de l'or pur requis par les monnaies américaines est de 990, ne permettant pas plus de 10 millièmes d'argent. Une petite proportion de cuivre dans l'alliage facilite la séparation des métaux précieux; mais encore l'alliage ne doit-il pas contenir plus de 7 1/2 % de cuivre, parce que le sulfate de cuivre formé n'est que difficilement soluble dans l'acide sulfurique concentré; une petite proportion de plomb facilite la dissolution des alliages de cuivre.

Moins les alliages contiennent de cuivre, plus rapide est leur dissolution et plus faible la consommation d'acide. Le plomb retarde la dissolution, mais la présence de 7 1/2 % de cuivre et de 5 % de plomb au plus n'empêche pas la séparation.

D'après l'économie avec laquelle le procédé peut être conduit et le prix comparativement bas de l'acide, et par suite de la récupération du cuivre et de l'acide sulfurique sous forme de sulfate de cuivre, on admet qu'il est profitable de soumettre à l'affinage de l'argent ne contenant que 0.0005 d'or, ce qui n'est pas le cas, avec le procédé par l'acide nitrique, pour de l'argent contenant moins de 0.001.

À la Monnaie de Vienne, de l'argent aurifère contenant environ 0.0009 d'or est traité avec profit; il en est de même, à l'usine d'affinage de Freyberg, avec de l'argent ne contenant que 0.0004 à 0.0008 d'or.

Fourneaux et récipients employés. — Le départ de l'or par l'acide sulfurique a été grandement facilité par l'emploi de vaisseaux en platine; mais, à cause de leur haut prix de 2 à 3000 \$ chacun, ils sont presque entièrement remplacés par des bassins en fonte. Ces bassins sont en fonte blanche et résistent à l'action de l'acide sulfurique concentré, la fonte devenant électro-négative. L'accès de l'air doit être exclu autant que possible, et l'emploi d'acide dilué doit être évité, car sous cet état l'acide dissout la fonte en formant un sulfate

de protoxyde de fer qui, jusqu'à un certain point, réduit le sulfate d'argent à l'état de sel basique insoluble. Par l'usage, la surface intérieure du bassin de fonte commence à se recouvrir d'argent, qui, dans une grande mesure, empêche l'action de l'acide sur la fonte. La fonte doit être à grains fins, compacte, et exempte de soufflures. Par un usage continu elle peut durer deux ans en s'usant jusqu'à un quart de pouce d'épaisseur, après quoi on ne peut plus s'en servir sans danger. Dans quelques établissements européens la fonte employée contient de 3 à 4 % de phosphore, ce qui prolonge sa durée.

Les vaisseaux en fonte sont rectangulaires ou cylindriques. Les premiers sont placés en une rangée de 4, logés dans une plaque en fonte recouvrant un fourneau en briques. Ils sont de dimensions uniformes, de 0^m.75 de longueur, 0^m.45 de largeur, 0^m.60 de profondeur, et 0^m.02 d'épaisseur, légèrement déviés au sommet, avec des fonds plats de 0^m.03 d'épaisseur. Ils sont garnis avec des couvercles de 0^m.012 d'épaisseur fondus en deux parties, et qu'on peut soulever avec des chaînes, des poulies et des contrepoids.

Une des moitiés est munie d'un tube en plomb, à travers lequel, durant l'opération, les fumées anhydres développées passent pour se rendre, par l'intermédiaire de tuyaux en plomb, dans des chambres en plomb, dans lesquelles elles sont reconverties en acide sulfurique. On se contente quelquefois de faire passer les fumées à travers des tuyaux en plomb communiquant avec de plus gros tuyaux de même matière en partie remplis d'eau, dans lesquels il se condense une certaine quantité d'acide; le surplus des fumées est alors perdu et se répand dans l'air, appelé par une cheminée à fort tirage.

Au-dessus du cadre en fer du four est ménagée une hotte entièrement garnie de plomb, avec des portes à glissières, par lesquelles les fumées sont entraînées dans la cheminée durant la vidange ultérieure du contenu des réservoirs.

Les vaisseaux rectangulaires sont préférables. Le fond plat présente une plus large surface au feu, exposant l'or à une action plus uniforme de la chaleur et de l'acide; dans les dernières phases de l'opération, l'or est, en outre, plus aisément râblé.

Ils sont aussi plus économiques, usent moins de combustible que les cylindres, et l'acide est plus vite amené à son point d'ébullition.

Les vaisseaux cylindriques ont des couvercles en fonte, maintenus en place par des bagues qui sont boulonnées aux bords. Les couvercles sont munis d'ouvertures à travers lesquels l'alliage et l'acide sont introduits et à travers lesquels on effectue le râblage. A travers ces ouvertures l'opération est aisément surveillée et aussi la vidange effectuée. Il y a une autre ouverture dans le couvercle, à laquelle est attaché un large tuyau en plomb coudé à angle droit, communiquant à des conduits en plomb à travers lesquels les gaz sulfureux s'échappent dans la chambre.

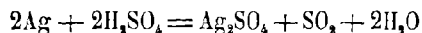
L'acide sulfurique évaporé et de petites portions de sulfate d'argent sont recueillies dans l'eau de ces tuyaux.

a. DISSOLUTION DE L'ARGENT.

La méthode de séparation par l'acide sulfurique est basée sur la solubilité de

l'argent dans de l'acide sulfurique concentré bouillant (66 degrés Baumé) convertissant l'argent en sulfate d'argent, avec dégagement d'acide sulfureux, et l'insolubilité de l'or qui reste presque pur au fond des vaisseaux, tandis que les bas métaux sont convertis en sels.

La décomposition de l'argent est représentée par la formule suivante.



L'alliage d'or et d'argent ayant été amené au titre que l'on a reconnu le plus convenable pour l'action de l'acide sulfurique, c'est-à-dire à la proportion d'une partie d'or pour 2 1/2 d'argent, l'alliage est fondu, grenailé et placé dans les bassins en fonte; la charge des bassins varie suivant la qualité de l'alliage.

Pour dissoudre la dissolution on emploie usuellement environ 2 à 2 1/2 parties d'acide sulfurique, quoique 0.9 d'acide concentré puisse dissoudre en poids, une partie d'argent; l'excès d'acide est destiné à redissoudre les sulfates pâteux qui pourraient, sans cela, empâter la masse et empêcher la dissolution de l'argent.

La quantité d'acide employée dépend considérablement de la qualité du métal; elle augmente avec la proportion de cuivre. Environ la moitié de l'acide est d'abord ajoutée aux grenailles et les bassins sont progressivement chauffés avec un feu de bois. L'effervescence commence au point d'ébullition; de grandes précautions sont observées de manière à empêcher quelques portions du contenu des bassins de déborder, ce qui est assuré par l'addition uniforme d'acide froid de temps en temps, et par le réglage du feu de manière à maintenir une température de 650 degrés Fahrenheit qui est le point d'ébullition de l'acide. L'effervescence diminue graduellement et, après la dernière addition d'acide, presque tout l'argent se trouve dissous. Il est nécessaire de remuer la charge de métal grenailé de temps en temps pour l'empêcher de s'agglomérer.

Vers la fin de l'opération, de fréquents remuages sont effectués avec un outil de bois, de façon que l'alliage restant indissous soit dégagé des sédiments qui l'entourent et soit soumis à l'action de l'acide.

Le départ doit être complet dans 3 ou 4 heures après le commencement de l'ébullition. Si l'alliage contient un fort pourcentage de cuivre, il se forme des rognures de sulfate anhydre de cuivre qui adhèrent au fond du bassin, et l'on doit multiplier les râblages pour éviter cette formation dans la dernière période de l'attaque. Une petite proportion de cuivre dans l'alliage est un avantage, parce que le sulfate anhydre de cuivre aide au rassemblement complet de l'or en clarifiant la solution. De plus, le fer du bassin est moins attaqué, car il se forme moins de sulfate de protoxyde de fer; 20 à 22 livres d'acide sulfurique à 55° B. sont alors ajoutées pour aider à la clarification de la liqueur. Cet acide est obtenu comme eau mère de la cristallisation du sulfate de cuivre. Le contenu du bassin est agité et bouilli pendant 15 minutes, après quoi on retire le feu; la dissolution est laissée en repos pour permettre à l'or de se déposer dans le fond et à la liqueur de se clarifier, ce qui a complètement lieu au bout d'une heure. La dissolution d'argent est ensuite transvasée avec de grandes cuillers (*tadles*) en fonte dans un bassin de dissolution.

b. PURIFICATION DE L'OR.

L'or restant dans les bassins de fonte contient du sulfate d'argent cristallisé et des sels de bas métaux ; il doit ensuite être soumis à l'action d'acide sulfurique concentré bouillant, pendant une heure, l'acide ayant été préalablement chauffé dans un autre bassin.

Durant cette heure, on maintient une forte chaleur qui produit un copieux dégagement d'acide sulfureux, après quoi l'or pesant et dur tombe rapidement au fond et la liqueur est transvasée dans le bassin de dissolution.

L'or est une fois de plus laissé en digestion pendant environ une heure avec une nouvelle quantité d'acide, et ce dernier acide ne contenant que peu d'argent est mis de côté pour dissoudre une nouvelle charge.

L'or encore chaud est puisé hors du bassin avec une passoire en fer et mis dans une boîte-filtre garnie de plomb, contenant de l'acide sulfurique chaud dilué obtenu des condenseurs ; les dernières portions d'or sont enlevées avec un outil en fer en forme de houe. Le filtre a un couvercle hermétiquement fermé, à travers le centre duquel l'or est introduit à l'aide d'un entonnoir passant à travers ce couvercle. L'acide est délayé avec de l'eau pure chaude et l'or est ensuite lavé avec de l'eau chaude ; ces lavages sont continués jusqu'à ce que l'eau cesse de donner sa réaction acide au papier tournesol et de précipiter du chlorure d'argent par l'eau salée.

Le travail est ensuite continué comme il est dit pour la séparation par l'acide nitrique. L'or obtenu par cette méthode est presque *tough* après la fonte, il contient seulement une trace de plomb et 3 ou 4 millièmes d'argent.

c. DÉPÔT DE LA DISSOLUTION.

Les bassins à dissolution sont faits en bois garni d'épaisses feuilles de plomb. Ils ont 10 pieds de longueur, 3 1/2 de largeur et 2 1/2 de profondeur et sont munis de tuyaux de plomb pour injecter directement de la vapeur dans la dissolution. Ils ont des couvercles hermétiques en deux parties, faits en bois garni de plomb à l'intérieur ; ces couvercles peuvent être élevés à l'aide de chaînes et de contrepoids. Les eaux de lavage de l'or et de l'argent sont injectées dans ces bassins jusqu'à ce qu'ils soient remplis aux deux tiers, à l'aide d'un injecteur à vapeur en plomb.

La liqueur surnageante de l'or est introduite par un entonnoir servant de gouttière, jusqu'à ce que le contenu s'élève à environ 3 pouces du sommet. La température est alors portée à l'ébullition en introduisant de la vapeur, on remue fréquemment la solution avec des râbles en bois à l'aide desquels le sulfate d'argent qui commence par se déposer en cuisant se redissout. 90 parties d'eau bouillante dissolvent généralement 1 partie de sulfate d'argent.

Le liquide est amené à une densité de 24 degrés Baumé. S'il est porté à 26 ou 28 degrés Baumé, la précipitation subséquente avec le cuivre métallique

est imparfaite, le liquide montrant des paillettes de cristaux de sulfate d'argent, exigeant une addition d'eau pour réduire la force de la solution.

La vapeur est interrompue et on laisse s'effectuer le dépôt. L'opération est terminée en 3 heures; la solution contient tout le sulfate de cuivre et presque tout le sulfate d'argent. Les sédiments consistent en presque tout le plomb de l'alliage, un peu de sulfate d'argent basique, et des particules d'or et de graphite provenant des bassins de fonte.

d. PRÉCIPITATION DU SULFATE D'ARGENT.

La solution claire est enlevée à l'aide d'un siphon en plomb tandis qu'elle est encore très chaude, et envoyée à des bacs de précipitation situés à un niveau inférieur. Ces bacs sont de mêmes dimensions et sont doublés en plomb comme les bacs de dépôt. Il faut veiller attentivement à ce qu'aucune partie des sédiments n'y pénètre. Dans ces bacs de précipitation, des plaques de cuivre sont suspendues en rangs serrés. Ces plaques sont faites en fondant du cuivre du commerce en lingots, versant dans des moules en fer de 2 pieds de longueur, 10 pouces de largeur, 1 à 1 pouce $\frac{1}{4}$ d'épaisseur; on les emploie pour précipiter l'argent jusqu'à ce qu'elles soient trop minces, et alors on les fond et on les coule à nouveau en plaques.

Les vieilles feuilles de cuivre de doublage des vaisseaux, lorsqu'on peut s'en procurer, sont bien adaptées à la précipitation de l'argent au lieu de plaques coulées.

Les baquets de précipitation sont surmontés de couvercles en bois pour maintenir la température de la solution, parce que le sulfate d'argent est bien plus rapidement réduit à l'état métallique à chaud qu'à froid. Le cuivre convertit rapidement le sulfate d'argent en argent métallique.

Dans le cours de 4 à 5 heures les dernières traces de sulfate d'argent sont complètement décomposées. Pour produire 100 parties d'argent de la solution, environ 30 parties de cuivre sont dissoutes, fournissant 150 parties de sulfate de cuivre cristallisé.

e. PURIFICATION DE L'ARGENT MÉTALLIQUE.

Les plaques de cuivre sont nettoyées de l'argent métallique pesant qui les recouvre et l'on détache les parties adhérentes dans la solution. On laisse reposer les particules flottantes d'argent, ce qui demande une heure environ.

La dissolution claire de sulfate de cuivre, marquant encore 24 degrés Baumé, est enlevée à l'aide d'un siphon de plomb et conduite dans une cuve d'évaporation et de cristallisation.

L'argent métallique est enlevé avec des seaux en cuivre et porté sur des tamis en cuivre reposant sur un second tamis, en prenant soin qu'aucune particule de cuivre ne reste avec l'argent.

L'argent est ensuite lavé à l'eau bouillante. Comme les eaux de premier lavage contiennent une grande quantité de sulfate de cuivre, elles sont conduites dans

le bassin à injection pour être envoyées au bassin de dissolution, et les lavages sont continués jusqu'à complète purification. L'argent métallique est alors pressé à la presse hydraulique en gâteaux ronds de 10 pouces de diamètre et l'on continue comme par le procédé à l'acide nitrique. L'argent retient alors environ 10 % d'humidité.

L'argent obtenu suivant la méthode décrite sera de 998 à 999 de fin sans aucun raffinage avec du nitre à la fonte.

f. RÉDUCTION DES SÉDIMENTS.

Les sédiments accumulés dans les bacs de dépôt, consistant en sulfates d'argent et de plomb et un peu d'or, sont déversés dans un bac plus petit et traités avec du cuivre métallique et de la vapeur, réduisant ainsi le sulfate d'argent à l'état métallique. Le sulfate de plomb n'est pas réduit par le cuivre. On enlève le cuivre métallique inattaqué, on laisse déposer la solution, on la siphonne et on l'ajoute au bassin à injection. Le résidu est recueilli, mis sur un filtre, lavé, séché et porté au rouge. Il est ensuite fondu au creuset d'argile sans addition de flux; le plomb reste à l'état de sulfate et forme une scorie, couvrant l'argent aurifère. La scorie est enlevée et refondue avec du charbon de bois en poudre, le plomb est réduit à l'état métallique et retient une forte proportion d'argent ainsi qu'un peu d'or.

B. VARIANTE DU PROCÉDÉ PAR L'ACIDE SULFURIQUE

Nous indiquerons une variante du procédé précédent dont la formule est la suivante :

a. DISSOLUTION.

Les grenailles sont placées dans des bassins cylindriques et on procède à la dissolution de la même façon que dans des bassins rectangulaires. La dissolution est complète en 5 ou 6 heures. On laisse refroidir et déposer la liqueur pendant la nuit. L'or forme un sédiment solide au fond du bassin avec une certaine quantité de sulfates d'argent, de cuivre, de plomb et de protoxyde de fer. La dissolution est déchargée des chaudières le matin suivant, en étant siphonnée directement dans les bassins de précipitation. L'or est poussé d'un côté pour laisser la place au siphon. Dans ce procédé on n'emploie pas de bacs de dépôt.

b. PURIFICATION DE L'OR.

L'or est transporté dans un bassin cylindrique plus petit et plus profond et bouilli deux fois avec de l'acide sulfurique pendant environ deux heures. Le dernier acide ne contenant qu'une petite quantité de sulfates est employé, s'il est clair, pour dissoudre l'alliage. Avant de se déposer cependant, la portion

inférieure de l'acide est souvent boueuse. L'apparence boueuse du liquide est probablement due à la présence d'un sulfate anhydre de protoxyde de fer qui est insoluble dans l'acide concentré bouillant, et aussi à des écailles de graphite qui sont détachées par l'action dissolvante de l'acide sur les bassins de fonte. Ce liquide boueux est transvasé dans un bassin plus petit, et le sulfate d'argent qui y est contenu est réduit à l'état métallique par l'addition de zinc en grenailles. Il est ensuite lavé, séché et fondu avec du bicarbonate de soude, aucun autre flux n'étant capable d'enlever aussi rapidement le graphite, ou il est fondu dans de vieux creusets de plombagine, en ajoutant un peu de borax; la petite quantité de soufre qu'il contient est enlevée par l'addition de vieux barreaux de grille, avec lesquels on remue fréquemment le contenu du creuset, en laissant, dans l'intervalle, les barres dans le creuset. Le sulfure de fer obtenu se combine avec la scorie lourde surnageant au-dessus du métal fondu et formée, en grande partie, de graphite empâté que l'on écume avec un petit couvercle de creuset. La surface du métal est finalement nettoyée avec un peu de cendre d'os, et ensuite un peu de borax est ajouté pour faciliter l'écumage, après quoi le métal est versé dans des moules formant des barres de 940 à 946 de fin en argent et or.

La scorie ainsi écumée est pulvérisée et lavée et, de cette manière, tous les globules de métal sont promptement séparés. Après avoir séché les globules, on les fond avec du borax et on les coule dans un moule. La petite barre obtenue est de 700 à 800 de fin.

Le résidu d'or dans les bassins de dissolution, après la dernière ébullition avec l'acide sulfurique, est transféré à la boîte à filtre et traité comme il a été déjà dit.

Par cette méthode il reste beaucoup de plomb dans l'or ainsi que de l'argent. Le sulfate de plomb est assez soluble dans l'acide sulfurique bouillant à 66° B. et beaucoup plus lorsque cet acide est saturé d'argent. Dans le refroidissement de la liqueur, cependant, une large proportion de ce plomb se dépose avec l'or comme sulfate insoluble, lequel en rebouillant avec l'acide reste à l'état insoluble, rendant ainsi l'or après fusion extrêmement cassant. On doit avoir recours au raffinage au creuset pour éliminer le plomb. L'or par ce procédé contient de 8 à 10 millièmes d'argent.

C. PRÉCIPITATION DU SULFATE D'ARGENT.

Dans cette méthode, la dissolution claire est envoyée directement aux bacs de précipitation. Les plaques de cuivre sont disposées sur le fond et dépassent les bords sur lesquels elles sont appuyées. Les bacs sont remplis au tiers avec des liqueurs diluées obtenues par les premiers lavages de l'or et de l'argent. Aussitôt que la dissolution de sulfate d'argent a été ajoutée, la vapeur est introduite et la solution amenée à son point d'ébullition.

La plus grande partie du sulfate d'argent se sépare lorsqu'elle vient en contact avec l'eau. En bouillant le sulfate se redissout et cette dissolution est grandement favorisée par le râblage continu. La précipitation de l'argent

s'opère plus rapidement si l'on remue et, en employant cet artifice, si la solution n'a pas une densité supérieure à 24° B., la précipitation est complète en 5 ou 6 heures. On procède ensuite comme il a été dit pour les autres méthodes.

En fondant cet argent on trouve une quantité considérable de plomb associé, 10 à 12 pour 1000, suivant la qualité de l'alliage sur lequel on a opéré.

d. DÉPART DE L'ARGENT AURIFÈRE (Doré bars).

Quoique le grenailage soit une opération préliminaire usuelle, on a cependant l'habitude de dissoudre sans grenailage l'argent aurifère connu sous le nom de *doré bars*, car on a trouvé non seulement que l'on facilite ainsi l'action régulière de l'acide, mais que l'on produit aussi un or plus gros, plus facilement lavé que l'or boueux des grenailages.

Cette opération a été pour la première fois accomplie avec succès, il y a 25 ans, sur les barres du Comstolk, par John Reynolds qui, à cette époque, dirigeait les bureaux d'essais de San-Francisco. Ces barres pesant environ 100 livres chacune étaient placées dans des bassins à fond plat, et la totalité de l'argent se dissolvait en 3 ou 4 heures. Les charges dans chaque bassin purent être ainsi augmentées à presque plus d'un tiers en poids. L'or n'avait pas besoin d'une seconde ébullition et, après avoir été fondu, était à 996 de fin et l'argent à 998 ou 999.

B". DEUXIÈME VARIANTE DU PROCÉDÉ PAR L'ACIDE SULFURIQUE.

L'argent aurifère avec une petite proportion d'or est travaillé soit en barres, soit en grenailles de la même manière que l'or argentifère, jusqu'au point où on le dissout dans les bassins de fonte. Aussitôt que tout l'argent est dissous, on laisse très peu de temps la liqueur se reposer, et les solutions troubles sont siphonnées par un siphon de platine dans le bac de dépôt. On laisse le dépôt d'or tranquille dans le bassin. On ajoute ensuite de nouvelles barres ou de nouvelles grenailles dans le bassin de dissolution et on répète l'opération jusqu'à ce qu'une quantité d'or suffisante se soit accumulée dans le fond pour compléter l'opération de l'affinage. Les sédiments sont traités de la même manière que nous avons rapportée et aussi toutes les opérations subséquentes.

Toutes les dernières eaux de lavage de l'or et de l'argent sont envoyées dans de grands bassins où on les traite par le sel marin pour précipiter les dernières traces d'argent aussi bien que pour rassembler les particules d'or et d'argent qui auraient pu échapper. Les résidus sont réunis et traités avec d'autres sédiments pour réduction. Les planchers des ateliers d'affinage sont généralement recouverts de feuilles de plomb, de façon qu'en cas d'éclaboussures ou d'accidents le plancher soit rapidement nettoyé avec un torchon; les toiles des filtres, des torchons, le vieux bois des filtres, sont en définitive brûlés et les cendres sont travaillées pour réduire les métaux qu'elles contiennent et ajoutées aux balayures qui doivent être créditées au compte de l'atelier de fusion.

C. PROCÉDÉ GUTZKOW.

La récupération de l'argent de la dissolution de sulfate obtenue en dissolvant les alliages par l'acide sulfurique peut aussi être effectuée par le sulfate de fer ; on évite ainsi les ennuyeuses manipulations de précipitation par le cuivre et la récupération du sulfate de cuivre dans les usines d'affinage.

Le procédé que nous allons décrire est sans aucune doute la meilleure des méthodes mentionnées dans ce chapitre, comme étant le plus rapide et le moins coûteux.

Cette méthode de l'invention de F. Gutzkow, brevetée par lui en Angleterre et aux États-Unis, fut employée avec succès et profit dès l'année 1865 à l'établissement de San-Francisco, *San-Francisco Assaying works*.

a. DISSOLUTION DE L'ALLIAGE ET DÉPÔT DE LA SOLUTION.

L'alliage grenailé ou les barres sont dissoutes par l'acide sulfurique dans des bassins en fonte, de la même façon que précédemment. Le sulfate d'argent en dissolution est siphonné dans de grands bassins en fonte qui contiennent l'eau mère chaude d'une précédente opération. Le siphonnage est fait au moyen d'un vide produit par la vapeur.

Les bassins sont munis de couvercles en fonte hermétiques reposant sur des bandes de caoutchouc, et rendus ainsi étanches à l'air durant l'addition du sulfate d'argent à la liqueur mère. Les couvercles sont élevés à l'aide d'une poulie, et on ajoute de l'eau pure en quantité suffisante pour donner à la dissolution une densité de 58° B. L'objet de la réduction de 66 à 58° par l'addition d'eau est de clarifier la liqueur, à l'aide de la précipitation du sulfate de plomb ; toutes les particules d'or qui pouvaient être en suspension dans la liqueur se déposent promptement dans le fond. La dissolution est de nouveau couverte, sans employer les bandes de caoutchouc ; les bassins sont chauffés par un feu de bois dans un foyer inférieur, et on laisse s'écouler un temps suffisant pour la clarification des liqueurs.

b. CRISTALLISATION DU SULFATE D'ARGENT.

Aussitôt que la dissolution est devenue parfaitement claire, elle est siphonnée dans un autre bassin en fonte qui reste à découvert et dans lesquels s'effectue la cristallisation du sulfate d'argent. Ces bassins sont rectangulaires et n'ont pas plus d'un pied et demi de profondeur. La dissolution se refroidit jusqu'à 80° Fahrenheit, température à laquelle presque tout le sulfate est cristallisé. Le refroidissement de la dissolution est aidé par ce fait que chaque bassin de cristallisation est placé à côté d'un bassin en plomb, et qu'on fait couler un courant d'eau fraîche dans l'intervalle qui les sépare.

Les liqueurs qui surnagent sont renvoyées dans les premiers bassins qui reçoivent le sulfate frais des bassins de dissolution, à l'aide de Koertings.

Les bassins de cristallisation sont arrangés pour que le liquide qui en provient, lorsque la cristallisation est terminée, coule dans un petit puisard garni de plomb duquel le liquide est injecté dans les bacs qui doivent le recevoir, et dans lequel se draine aussi le dernier acide des cristaux. Les cristaux de sulfate d'argent sont ainsi rendus aussi libres que possible d'acide, pour faciliter leur réduction à l'état métallique.

Les liqueurs mères de la cristallisation s'accablent naturellement en quantité, puisque, comme il a déjà été dit, il faut moins d'une partie d'acide en poids pour dissoudre une partie d'argent. Le surplus des liqueurs mères acides est dès lors utilisé comme acide sur l'alliage dans la première phase de l'opération.

C. DÉCOMPOSITION DU SULFATE CRISTALLISÉ.

Après que les cristaux salis par de l'oxyde de cuivre ont été complètement drainés, ils sont pelletés dans un filtre en bois, semblable à ceux des autres procédés, avec un robinet entre le fond et le faux fond. Sur le tamis du filtre, une couche d'argent précipité est étendue pour faciliter la réduction à l'état métallique.

Une dissolution de sulfate de protoxyde de fer à 25°B. et aussi neutre que possible est maintenue préparée dans un large réservoir chauffé à la vapeur. Cette solution chaude est conduite en un petit courant continu à l'aide d'un siphon, depuis le bassin situé à un niveau supérieur, sur la masse des cristaux dans le filtre, pénétrant les cristaux, et se drainant ensuite dans le faux fond, d'où elle s'écoule dans une cuve à l'aide d'un robinet. Les cristaux étant de temps en temps remués, leur couleur brune devient peu à peu légèrement verte.

Le sulfate de protoxyde de fer dissout d'abord les sels de cuivre, et puis réduit le sulfate d'argent à l'état métallique, et finalement, s'emparant de l'acide laissé libre, se convertit en sulfate de sesquioxyde de fer.

Les premières liqueurs de filtrage sont conduites dans un petit bassin pourvu qu'elles aient une couleur bleuâtre montrant la présence du cuivre. On laisse refroidir la liqueur bleue filtrée, il se précipite ainsi un peu de sulfate d'argent qui y était dissous; après dépôt de ce dernier, la solution est siphonnée dans un bac, dans une autre partie du bâtiment, où l'on recueille le cuivre par voie de cémentation avec de la ferraille. Ce cuivre de ciment est séché, placé dans un four à réverbère pour l'oxyder, et ensuite dissous dans de l'acide sulfurique dilué, et l'on fait cristalliser le sulfate de cuivre, ainsi qu'il a été déjà dit.

Aussitôt que les eaux de filtrage prennent une couleur brun foncé, on les écoule dans un autre bassin et, par le refroidissement, il s'y fait un nouveau précipité d'argent qui est employé comme couche filtrante dans les opérations subséquentes. La solution brune est alors conduite dans un autre grand bassin dans lequel sont placées des feuilles de tôle pour convertir de nouveau le sulfate ferrique en sulfate ferreux originel; là les dernières traces d'argent et de cuivre

sont précipitées, formant une masse boueuse, qui est envoyée, une fois par semaine, dans le premier bac de dépôt. La dissolution de sulfate de fer, aussitôt qu'elle s'est éclaircie, est renvoyée par un injecteur dans le bassin pour être de nouveau employée sur les cristaux de sulfate d'argent.

La réduction des cristaux de sulfate d'argent en argent métallique prend de 3 à 4 heures, et il en résulte une masse métallique conservant la forme des cristaux. La réduction est complète lorsque la dissolution qui s'écoule à travers le filtre a pris une pure couleur verte. Comme dans les autres procédés, on lave l'argent pour enlever tout le sulfate de fer et on continue le lavage à l'eau chaude jusqu'à ce que la liqueur filtrée ne donne plus de précipité bleu par le prussiate jaune de potasse. L'argent est alors comprimé et on procède comme dans les autres méthodes pour l'argent et pour l'or.

Les résidus, dans le premier chauffage du bac de dépôt, consistent en sulfate de plomb, en sels basiques avec graphite et particules d'or; on les calcine une fois par mois, on les lave à l'eau chaude, dissolvant ainsi un peu de sulfate d'argent. On traite ensuite par le zinc et on procède comme dans les autres méthodes.

d. FUSION DES MÉTAUX AFFINÉS.

Avant de charger de grandes quantités de métal dans les creusets, ceux-ci, de grandeur variable suivant la quantité de métal à fondre, sont placés dans une série de fourneaux du type que nous avons décrit. On dispose une demi-brique réfractaire sur la grille pour porter le creuset. La brique éloigne des parois le courant d'air qui est nécessaire à la combustion, mais qui détruirait le creuset. On emploie comme combustible soit du coke, soit de l'antracite. Les creusets en plombagine doivent être bien recuits (*annealed*) avant d'être placés dans le feu pour être chargés, car ils seraient susceptibles de craquer par une application trop brusque de la chaleur.

Le recuit est généralement fait en plaçant le creuset sur la plaque de front du fourneau, avec la porte du four ouverte, en les exposant ainsi à la chaleur du feu après que la journée de travail est complète. Le creuset est placé debout dans le fourneau sur la brique et couvert avec un couvercle en plombagine. Une couche de charbon de bois de quelques pouces d'épaisseur est alors disposée autour de lui, et une garniture de charbon de bois, préalablement allumé dans un autre four, est versée sur la première couche de charbon non allumé; le fourneau, après l'inflammation complète du charbon, est rempli avec du coke. Lorsque le creuset est chauffé au rouge clair, on y place le métal avec des pinces.

e. FUSION ET RAFFINAGE DE L'OR PURIFIÉ.

L'or obtenu par les méthodes de séparation est rarement suffisamment fin, doux ou ductile, eu égard à la présence d'une petite quantité de plomb ou d'antimoine. Cet or dur et à grains grossiers est facilement cassé en morceaux convenables pour le creuset, dans lequel il est placé avec une petite quantité de

borax. De 4 à 500 onces sont généralement travaillées à la fois dans un creuset pour être raffinées (*toughened*). Aussitôt que la première charge est partiellement fondue, d'autres additions d'or sont faites jusqu'à ce que le creuset soit suffisamment plein de métal fondu pour permettre les affinages et le *toughening*. Pour rendre la charge complètement *tough*, elle est d'abord traitée par du nitre pour attaquer les métaux autres que l'or, car le platine retenu par l'or diminue sa ductilité et une trace de plomb est suffisante pour rendre l'or cassant.

En employant le nitre sur de grandes quantités de métal, on introduit d'abord un peu de cendre d'os, qui flotte sur la masse fondue. Dans la fabrication des creusets de plombagine, on incorpore du coke qui est promptement attaqué par les oxydes fusibles provenant des métaux convertis par le nitre. La cendre d'os prévient jusqu'à un certain point l'attaque des creusets par les oxydes. On introduit le nitre par petites doses dans le centre de la masse. Après plusieurs additions dont le nombre et l'importance dépendent de la quantité de platine ou de bas métaux présents, la scorie doit être d'une consistance moyenne, ni trop liquide ni trop pâteuse, mais d'un degré qui permette de l'écumer promptement. Si elle est trop pâteuse, les petits globules d'or ne peuvent se déposer à travers, et sont enlevés dans l'écumage.

L'écumoire est une barre ronde en fer, avec un bout en forme de cerceau de 1/2 à 2 pouces de diamètre qui est placée en contact avec la scorie; une partie de cette scorie y adhère, elle est alors promptement enlevée, posée sur la plaque du four pour refroidir et aplatir la scorie adhérente. On répète ainsi plusieurs fois l'opération.

Si une trop grande quantité de matière est accumulée sur l'écumoire, on doit la plonger dans l'eau froide et la marteler pour la détacher; lorsque les dernières parties de scories sont à enlever, il est bon d'avoir un peu de scorie adhérente à l'outil.

Après l'écumage on doit saupoudrer de temps en temps avec de petites quantités de sel ammoniac, ce sel étant le réactif propre à enlever les dernières traces de plomb. L'or fin, à sa température de fusion, doit présenter une couleur verte brillante, et un fondeur expérimenté peut juger à un millième près, d'après la couleur, le degré de finesse du métal.

Le raffinage est complété par des additions répétées de sublimé corrosif qui convertit les dernières traces de bas métaux en chlorures volatils. Une prise d'échantillon est puisée et versée dans un moule long et peu profond; on laisse solidifier le lingot, on le refroidit dans l'eau, et on le plie au marteau; s'il n'y a pas de cassure, il est considéré comme *tough*. — Cet échantillon, avec une addition de 10% de cuivre, est fondu dans un petit creuset, bien remué, versé de nouveau dans le petit moule et refroidi dans l'eau. Lorsqu'il est froid, il est coupé en deux par une cisaille pour s'assurer que l'alliage avec le cuivre est convenable et que la ductilité a été conservée. Si non, le raffinage de l'or doit être continué par les réactifs ci-dessus mentionnés. L'essai ayant donné un résultat favorable, l'or fondu est couvert d'une petite couche de charbon de bois pulvérisé et est ainsi remué avec une spatule de plombagine préalablement chauffée; alors un échantillon est pris avec une cuiller en plombagine et versé dans un petit moule. Un échantillon du métal en fusion est toujours le plus cor-

rect. Le contenu du creuset est alors puisé au moyen d'une cuiller en plombagine préalablement chauffée au rouge vif, et versé dans un moule chauffé et huilé.

Lorsque presque tout l'or a été puisé, un autre essai est versé dans un petit moule. Le creuset est ensuite enlevé du feu avec une paire de fortes tenailles, son contenu versé dans un moule à l'exception de quelques onces qu'on laisse se refroidir dans le creuset, formant un régule, qui peut contenir un peu d'osmium d'iridium. Ce composé ne s'allie pas avec l'or, mais s'il n'en est pas séparé, il peut causer des défauts à la frappe des monnaies. Lorsque chaque moule est rempli de métal fondu, une couche de charbon en poudre est répandue sur sa surface pour la mettre à l'abri de l'air, jusqu'à ce qu'elle soit solidifiée. Lorsque les barres sont solidifiées, on renverse le moule, on immerge le lingot dans l'eau et on le débarrasse des matières étrangères qui pourraient adhérer à sa surface.

La durée de l'opération est nécessairement variable suivant le degré de pureté du métal. La fusion dans un feu rouge vif, depuis le commencement de l'introduction de l'or dans le creuset jusqu'au point où il est complètement chargé et prêt à être affiné au nitre, prend généralement de 1 heure à 1 heure et demie et varie de 1 à 3 heures. Si l'opération du départ a été négligée, l'or retient jusqu'à 10 millièmes d'argent. Presque tout l'or raffiné contient un peu de platine. Le platine, en grande partie, est extrait par le nitre et s'en va dans la scorie; cette dernière contient aussi les sels solubles des bas métaux avec quelques composants du creuset aussi bien que de petites grenailles d'or mécaniquement entraînées. Ces scories sont broyées et tamisées pour recueillir les plus grosses grenailles d'or, et sont ensuite fondues avec de la potasse, le résultat étant un petit bouton qui est soumis à l'affinage avec d'autres régules.

f. FONTE DE L'ARGENT PURIFIÉ.

La fonte de l'argent raffiné est complétée par une fusion avec borax dans des creusets de plombagine, capables de contenir de 4000 à 4500 onces de métal fondu.

On casse l'argent en morceaux convenables, pour remplir le creuset graduellement mais aussi rapidement que le métal descend, le remplissage ne devant pas être retardé en attendant que le métal soit parfaitement fondu. Les additions sont faites toutes les fois que la masse a obtenu une consistance pâteuse. Lorsque le creuset est suffisamment rempli et que le métal est bien fondu, on répand à sa surface un peu de cendre d'os. Un petit couvercle de creuset de plombagine est chauffé au rouge vif, saisi avec des pinces, et la scorie et la cendre d'os légèrement, mais complètement mélangée, après quoi on enlève ce mélange avec le couvercle et on déverse dans un vase en fonte.

Si l'argent est plombifère on voit des couleurs d'arc-en-ciel se mouvant rapidement à la surface. S'il contient beaucoup de plomb on aperçoit des fumées. S'il commence par se couvrir d'une écume, il contient probablement du fer avec du cuivre et du soufre. Lorsque quelques-uns de ces bas métaux sont présents, on place une couche de cendre d'os pulvérisée autour des côtés du

creuset d'où elle vient flotter sur le métal; une ouverture est faite dans le centre en poussant la cendre avec l'agitateur et on introduit du nitre par cette ouverture.

La couche de cendre d'os absorbe graduellement les oxydes de bas métaux formés par le nitre. Cette addition est plusieurs fois répétée, et la scorie formée est écumée et mise de côté comme la première. L'addition de cendre d'os et de nitre est répétée jusqu'à ce que l'argent ait atteint le degré voulu de finesse.

Durant l'affinage au nitre, les registres du fourneau doivent être fermés et le fourneau laissé ouvert en partie, en raison de ce que la température de l'argent deviendrait plus haute que le point de fusion.

Pour s'assurer que l'argent est d'une pureté suffisante, une portion de la scorie est repoussée du centre du métal en fusion par un ringard; si le métal paraît extrêmement brillant, sans aucun mouvement décidé ou sans décolorations comme cela apparaît si notablement dans la coupellation, il est suffisamment fin. Un affineur expérimenté peut prédire à un millième près, la finesse d'après l'apparence dans le creuset.

L'argent est alors de nouveau écumé de sa scorie; un peu de charbon en poudre est ajouté en le laissant brûler, pour réduire quelques sous-oxydes formés et l'écumage est répété avec addition de charbon jusqu'à ce que le métal présente une surface propre et brillante.

Le métal est alors recouvert d'une fine couche de charbon de bois et laissé en repos pendant quelques instants. Si la température du feu s'est trop abaissée et que l'argent ait perdu sa fluidité, les registres sont ouverts avant l'enlèvement de la dernière écume, après avoir couvert le creuset et fermé la porte du four, ce qui augmente rapidement la température jusqu'à son point convenable.

L'argent fondu, subissant un long traitement au nitre, se montre fréquemment rempli de bulles. Si les bulles continuent, on doit répéter l'agitation avec la spatule de plombagine, laissant le métal couvert avec du charbon jusqu'à ce que les bulles aient cessé. Si le métal, encore dans cet état, était versé dans un moule, il serait bien vite à son point de solidification, *rochant* à sa surface en très petites parties. S'il est couvert par un pesant couvercle, l'effervescence continue, soulevant le couvercle. Dans ce cas, la barre n'est pas marchande. Les particules sont souvent projetées à une certaine distance du moule en quantité suffisante pour être balayées. Ce fait s'explique par l'occlusion d'une certaine quantité d'oxygène du nitre, surtout en présence du cuivre.

Le temps nécessaire à la fusion est généralement de 1 heure et demie et l'affinage au nitre d'une demi-heure à 3 heures, suivant le montant des bas métaux présents.

Pour faire des barres propres au commerce, des moules en fonte rectangulaires, capables de contenir de 1 200 à 1 400 onces, sont enfermés dans une chambre où l'on brûle de la résine ou de la térébenthine.

Lorsque l'argent dans les creusets a été traité comme il vient d'être décrit, et la finesse nécessaire atteinte, la masse est entièrement agitée, le creuset et son contenu sont alors retirés du feu, d'abord en enlevant une barre de la grille de chaque côté du creuset, et faisant tomber le feu dans le cendrier. Une paire de pinces reliées par des poulies à une grue saisit alors le creuset par son

milieu. Le creuset est ainsi enlevé hors du four, et le métal est versé dans les moules enfumés par un ouvrier soutenant le bout des pinces et penchant le creuset. Un autre ouvrier retient la chaîne de la poulie pour aider à la guider, un troisième enlève le charbon du bec du creuset, au moyen d'un ringard, de façon à laisser couler un jet de métal clair. Chaque moule, lorsqu'il est suffisamment rempli, est couvert d'un couvercle en fonte hermétique.

Le creuset vidé de son contenu est remis dans le four, les barres de la grille sont replacées, et le charbon embrasé est retiré du cendrier pour être remis autour du creuset qui reçoit une nouvelle charge.

Un creuset, s'il est manié avec soin, sert environ pour 12 charges, et s'il n'a pas été soumis à un usage excessif de nitre, il peut souvent être employé un plus grand nombre de fois.

Durant la coulée du métal, chaque charge de creuset donnant trois barres, deux échantillons sont pris et coulés dans un petit moule, un de la première, un de la dernière coulée. Les échantillons pour l'essai du métal sont estampés du même numéro que les barres correspondantes.

Quelquefois le métal est enlevé du creuset par une cuiller en plombagine sans avoir à déranger les grilles, et versé dans un plus petit creuset préalablement chauffé au rouge vif, et capable de contenir une quantité de métal suffisante pour faire une barre. Le petit creuset est placé dans un support qui sert à l'enlever et le tient au-dessous du centre. Au bout du support, sont soudées des barres en croix. Lorsque le creuset est environ aux deux tiers, deux hommes l'enlèvent, l'inclinent et versent le métal dans les moules, en répétant l'opération pour les trois barres fournies par chaque creuset.

Lorsque les barres se sont solidifiées, on retourne les moules et on plonge les barres dans de l'eau légèrement acidulée par de l'acide sulfurique. Les barres d'une belle apparence polie sont pesées et marquées.

Les barres, quand elles sont manufacturées ainsi qu'il a été décrit, ont, en moyenne, 998 de fin, le *standart* du commerce étant 997 1/2; elles sont généralement exportées aux Indes et en Chine.

L'argent peut être raffiné à un degré de 999 à 999 1/2, ce qui a rarement lieu, car les Monnaies ne payent pas de prime pour une pareille finesse.

Lorsque l'argent fin doit servir à la frappe, il est très rarement raffiné avant d'être fondu, spécialement lorsqu'il a été obtenu par le procédé de l'acide sulfurique. Les bas métaux consistant surtout en cuivre qui est l'alliage des monnaies d'argent et le plomb n'altèrent pas la malléabilité de l'argent, contrairement à ce qui se passe pour l'or. Toutes les monnaies d'argent contiennent un peu de plomb.

Il est nécessaire de toujours maintenir l'argent couvert avec de la poussière de charbon, pour prévenir sa volatilisation au contact de l'air libre. Chaque fonte comprenant la coulée occupe environ deux heures.

g. TRAITEMENT DES SCORIES ET DE DIVERS RÉSIDUS.

La scorie résultant de la fonte de l'argent est fondue dans de vieux creusets, soit avec de la potasse, soit avec une grande quantité de borax, ce qui, dans les

deux cas, forme un régule dans le fond du creuset, ou est fondue avec de la litharge et du borax ou du verre, formant un régule qui est ensuite coupellé.

Tous les régules provenant des diverses opérations sont fondus en une barre et essayés pour contrôler le compte de chaque manipulation. Ils sont ensuite refondus en barres plus grosses affinées avec d'autres alliages.

Tous les vieux creusets, scories, cendres du foyer, laitiers et garnitures de fourneaux, balayures, etc., sont finement pulvérisés dans un moulin chilien, consistant en deux meules en fonte de 28 pouces de diamètre et de 12 pouces d'épaisseur, tournant à raison de 24 tours par minute. La cuve en fonte a 4 pieds 1/2 de diamètre avec un rebord de 6 pouces de hauteur et 1 pouce d'épaisseur.

Après que la matière a été broyée, elle est tamisée et on recueille ainsi quelques grenailles de métal; la matière pulvérisée est ensuite traitée par amalgamation pour recueillir une certaine quantité de métaux précieux. Les tailings sont concentrés, les concentrés sont séchés dans de grands fours et vendus pour être fondus dans les usines à plomb. Les comptes du raffinage sont crédités du montant des métaux précieux ainsi recueillis.

Les grenailles de métal obtenues des résidus tamisés sont associées avec une grande quantité de fer; lorsqu'une quantité convenable en a été obtenue, on les fond dans de vieux creusets avec une addition de borax et de soufre pour obtenir un régule, comme dans le traitement décrit de l'or contenant un pourcentage considérable de fer. L'amalgame est retorté, fondu, et traité de la même manière avec du soufre pour convertir le fer en sulfure; dans les deux cas on obtient un régule de métal extrêmement pur, avec un sulfure de fer sur la surface, qui après refroidissement se détache parfaitement.

Par le procédé décrit on accumule pendant l'année, une grande quantité de *base-bullion* contenant une large proportion de plomb. On la traite finalement dans un four à coupelle en produisant un alliage d'or et d'argent fins.

Toutes les parties métalliques du four de fusion et des outils servant à l'affinage s'imprègnent de métaux précieux; aussi sont-ils traités à la fin des campagnes. Autrefois on chauffait au rouge le métal pour l'oxyder, on détachait au marteau les battitures que l'on fondait et réduisait au creuset. Actuellement tout le métal est fondu en l'additionnant de fonte grise très chargée en carbone et d'un peu de sel, de borax ou de soude. Le creuset est maintenu à une haute température pour assurer la complète liquation de la fonte et des métaux précieux qui se réunissent en un culot. Par cette méthode on a trouvé que la fonte qui surnage et qu'on sépare en cassant le creuset après refroidissement est absolument privée d'or et d'argent.

h. SÉPARATION DES ALLIAGES RICHES EN CUIVRE.

Les alliages très riches en cuivre sont fondus et grenailés. Ces grenailles sont placées sur la sole d'un réverbère. La sole au lieu de briques est composée de lourdes plaques de fonte et, en chauffant, le cuivre s'oxyde superficiellement. La masse est alors déchargée et placée dans de grands bacs doublés en plomb et

bouillie avec de l'acide sulfurique à 20 degrés Baumé, en remuant fréquemment pour dissoudre l'oxyde de cuivre formé dans le four. La dissolution de cuivre est siphonnée dans un bassin en fer, et les grenailles restantes sont lavées sur des tamis pour enlever l'acide; ces grenailles sont de nouveau superficiellement oxydées dans le four.

On doit répéter plusieurs fois l'opération. La première liqueur cuivreuse est employée pour dissoudre l'oxyde de cuivre jusqu'à ce qu'elle ait 30 degrés Baumé.

Un peu d'argent peut éventuellement être oxydé, mais non pas jusqu'à ce que presque tout le cuivre ait été extrait. La dissolution de sulfate de cuivre est séparée de l'argent par réaction avec du sel. Après concentration de la liqueur cuivreuse à son degré de cristallisation, on ajoute des riblons de cuivre réduisant ainsi l'argent qui peut exister à l'état métallique.

La solution concentrée du cuivre est laissée en repos jusqu'à ce qu'elle soit claire et elle est conduite aux bacs de cristallisation. Les sédiments résultant sont enlevés et traités à la façon ordinaire et finalement fondus.

L'alliage restant qui contient très peu de cuivre est ensuite traité avec de l'acide sulfurique concentré bouillant, pourvu que la proportion relative d'or et d'argent ait été trouvée convenable par l'essai de l'alliage primitif et on procède comme pour la séparation des alliages sur une grande échelle.

Cependant, s'il n'y a pas suffisamment d'argent, l'alliage est fondu avec addition de nitre et l'or argentifère résultant est soumis au procédé d'affinage ordinaire.

Cette méthode est adoptée pour économiser la grande quantité d'acide qui serait nécessaire, si ces alliages étaient directement traités avec de l'acide sulfurique concentré, car l'acide étendu dissout promptement l'oxyde de cuivre sans perte d'acide.

D. SÉPARATION DE L'OR ET DE L'ARGENT PAR LE CHLORE GAZEUX.

En 1858, M. Thompson examina l'action du chlore gazeux pour la séparation de l'or et de l'argent à l'état fondu; il présenta en ces termes en 1840 les résultats à la Société des arts d'Angleterre :

« Non seulement l'or n'a pas d'affinité pour le chlore à la température rouge, mais il s'en sépare à cette température s'il a été d'abord combiné. Ce qui revient à dire que le chlorure d'or est réduit à l'état métallique par la température seule, ce qui n'est pas le cas des métaux avec lesquels il est ordinairement allié. Cela offre, par conséquent, une facile et certaine méthode de séparation. L'application de ces faits est par suite la seule chose que je puisse revendiquer, puisqu'ils sont connus depuis de longues années, et les raisons pourquoi jusqu'ici ils n'ont pas été mis en pratique, sont que les chimistes n'ont pas jusqu'ici porté leur directe attention sur l'art de l'affinage, mais l'ont laissé entièrement entre les mains des essayeurs qui sont pour la plupart ignorants de la chimie. »

B.-F. Miller, essayeur de la Monnaie de *Sydney* (Australie), a appliqué pratiquement ce procédé pour la séparation de l'argent et de l'or en fusion, comme étant

le procédé le plus économique dans cette région, vu le haut prix de l'acide dans cette contrée, aussi bien que le fait encore plus important de l'absence d'argent métallique pour le procédé de séparation par les acides. Même en ayant en main un stock d'argent fin qui après chaque affinage doit être de nouveau traité avec l'or brut, la dépense d'un procédé par inquartation est considérable, puisqu'on dépense en pure perte les frais d'affinage de l'argent. Tel était le cas fréquent à la Monnaie de San-Francisco, avant la venue de l'argent du Comstock.

Le procédé de Miller est breveté aux États-Unis et en Angleterre, et a été employé avec succès à la Monnaie Royale de Londres par Robert Austin, en raffinant de l'or excessivement cassant dans un temps relativement court, d'une façon plus économique qu'avec le sublimé corrosif. Miller décrit le procédé comme suit :

Le fourneau requis pour cette opération est le four de fusion ordinaire, avec le carneau aussi près du haut que possible, de façon à permettre au creuset d'être assez dans le haut du four sans être refroidi par le tirage, et d'une telle profondeur que le fond du creuset ne soit pas à plus de 3 pouces au-dessus des barreaux de la grille.

Le couvercle du fourneau consiste en deux briques réfractaires, dont l'une a un trou dans le centre pour laisser passer le tuyau à chlore; un couvercle en fer deviendrait trop chaud pour la convenance du travail.

Les creusets employés viennent de France. Avant de les employer on les trempe dans une solution de borax, en les y laissant dix minutes, et les séchant ensuite. Les creusets ainsi préparés sont chauffés au rouge; le borax forme une surface glacée à l'intérieur, les rendant imperméables à la pénétration du chlorure d'argent très liquide.

Lorsqu'on les emploie, ils sont placés dans un creuset de plombagine comme précaution contre les pertes, en cas de craque, ce qui arrive souvent.

Les creusets sont hermétiquement couverts avec des couvercles percés de trous pour le passage des divers tuyaux. Des tuyaux en terre de pipe ordinaire de 1 1/2 pouce de diamètre extérieur, 22 pouces de longueur, avec une ouverture de 3/16 de pouce répondent bien au passage du gaz à travers l'or fondu; ces tuyaux sont fournis par l'usine de *Battersea crucible Works*.

Deux tuyaux sont employés ensemble dans le même creuset. Avant de s'en servir, la partie inférieure du tuyau doit être chauffée pendant environ dix minutes, sans cela elle pourrait se casser.

Le générateur à chlore consiste en des jarres en grès à deux tubulures capables de contenir 10 à 15 gallons. Une des ouvertures est bouchée avec un tampon en caoutchouc vulcanisé, à travers lequel passent deux tubes en verre, le tube abducteur et le tube de sûreté, la longueur du premier étant de quelques pouces et le dernier de 8 à 10 pieds. L'autre ouverture est réservée pour l'introduction du bioxyde de manganèse et est fermée par un tampon de plomb couvert par une large pièce de caoutchouc bien assujettie.

Sur le fond du générateur est placée une couche filtrante de petits cailloux de quartz, le tube de pression allant presque au fond de cette couche. Au-dessus l'on place de 70 à 100 livres de bioxyde en grains, en morceaux d'environ

1/4 de pouce cube. Cette quantité est suffisante pour plusieurs opérations d'affinage et obvie à la nécessité de répéter le démontage de l'appareil.

Chaque générateur est placé dans un bain-marie en tôle galvanisée.

Le gaz chlore est produit, quand on en a besoin, en versant de l'acide chlorhydrique ordinaire par le tube de sûreté, l'appareil étant chauffé au moyen de brûleurs à gaz au-dessous du bain-marie.

Le gaz chlore est amené du générateur au moyen de tubes avec branchements pour alimenter chaque fourneau; toutes les connexions intermédiaires sont formées au moyen de tubes en caoutchouc vulcanisé qui, s'ils sont préservés de la radiation directe du feu, supportent bien la chaleur même sur le fourneau.

Tous les joints entre les divers tuyaux et les tubes en caoutchouc sont rendus parfaitement étanches aux gaz avec un ciment consistant en une dissolution claire de caoutchouc dans le chloroforme.

Des pinces à vis sur les tuyaux en caoutchouc donnent le moyen de régulariser la venue du gaz et de l'interrompre complètement lorsque l'affinage est terminé. Le chlore n'ayant pas alors la facilité de s'échapper s'accumule dans le générateur, et bientôt force tout l'acide au-dessus du tube de sûreté dans un réservoir placé pour le recevoir, et l'acide n'agissant plus sur le bioxyde, le dégagement cesse.

Deux générateurs ainsi décrits et 3 fours de fusion à or ordinaires ont été trouvés capables de raffiner, par four, environ 2000 onces d'or contenant environ 40 % d'argent entre 9 heures du matin et 2 heures de l'après-midi.

Les creusets français, des n^{os} 16 et 18, convenablement préparés au borax et soigneusement chauffés, peuvent contenir de 600 à 700 onces par chaque creuset; le feu est poussé jusqu'à la fusion du métal, la production de chlore ayant été en même temps commencée par l'introduction d'un peu d'acide chlorhydrique versé dans le tube de sûreté.

Aussitôt que l'or est fondu, on verse de 2 à 3 onces de borax en fusion sur la surface. Si le fondant est ajouté plus tôt, il agit trop sur la partie inférieure du creuset, et, s'il est versé froid, il est apte à geler l'or. Le tuyau en terre qui doit conduire le gaz au fond du creuset est alors introduit. Au moment où il entre dans l'or fondu, la vis de serrage de la pince est légèrement ouverte, de manière à permettre à une petite quantité de gaz de s'échapper et à empêcher ainsi le métal de monter ou de rester dans le tube, qui est alors graduellement abaissé jusqu'au fond de l'or où il est maintenu au moyen de quelques petits poids attachés à son extrémité supérieure. La pince est alors complètement ouverte et le gaz bouillonne à travers la masse, ce qui se fait tranquillement et sans projection de globules en dehors du creuset.

Une suffisante quantité d'acide doit être ajoutée de temps en temps aux générateurs pour avoir un rapide dégagement de chlore. La colonne de liquide du tube de sûreté présente une manière de mesure de la production, montrant aussi par sa tombée s'il y a quelque irrégularité, comme fuite ou craque, dans les conduites ou dans le creuset. Une hauteur de 16 à 18 pouces dans le tube de sûreté balance un pouce de hauteur d'or dans le creuset. Lorsque le chlore est d'abord introduit dans l'or fondu, on voit sortir une certaine quantité de fumées à travers les trous du couvercle du creuset. Ce ne sont pas des

fumées de chlorure d'argent, mais bien des chlorures volatils de quelques bas métaux; elles sont spécialement denses lorsqu'il y a beaucoup de plomb dans l'alliage en traitement, formant un dépôt blanc sur le corps froid qu'on leur présente.

Après un temps plus ou moins long, suivant les impuretés contenues, les fumées cessent. Aussi longtemps qu'une quantité notable d'argent est présente dans l'or fondu, la totalité ou la presque totalité du chlore est absorbée, très peu, s'il y en a, paraissant échapper et être ainsi perdu; plus le courant de chlore est considérable, plus l'opération est rapide. Il est essentiel que le gaz passe au fond du creuset pour effectuer un affinage complet.

Aussitôt que l'opération est presque terminée, des fumées d'une couleur plus sombre que celles du commencement les remplacent et la fin de l'affinage est indiqué par une flamme ou vapeur lumineuse particulière de couleur brun-jaune occasionnée par le chlore libre et maintenant perdu, qui peut être vue en enlevant un petit tampon de terre fermant le trou du couvercle du creuset. Ceci, cependant, n'est pas par soi-même une indication suffisante. Le procédé n'est pas complet jusqu'à ce que cette flamme recouvre un fragment de terre à pipe blanche ou une substance analogue, lorsqu'elle est plongée un moment dans cette flamme, d'une couche particulière de couleur rouge ou brun-jaunâtre. Aussi longtemps que l'on obtient une autre couleur, le raffinage n'est pas terminé.

Lorsque ces apparences sont observées, ce qui a lieu ordinairement, pour un or contenant environ 10 % d'argent, au bout d'une heure et demie, à partir de l'introduction du chlore, le gaz est intercepté et les creusets enlevés du four. Le creuset de terre est enlevé du creuset de plombagine et est laissé en repos avec son contenu pendant quelques minutes jusqu'à ce que l'or se soit assez refroidi pour se solidifier. Le chlorure d'argent, qui reste liquide beaucoup plus longtemps, est versé dans des moules en fonte. Le creuset encore chaud est alors renversé sur une table en fonte, l'or tombe sous forme de culot. Il est légèrement gratté et jeté dans une dissolution concentrée de sel marin pour dissoudre le chlorure d'argent qui pourrait adhérer à sa surface.

Un alliage contenant originairement 89 % d'or, 10 % d'argent et 1 % de bas métaux, doit donner un gâteau de chlorure d'argent avec un peu de borax adhérent pesant 15 onces pour 100 onces d'alliage traité.

Il est nécessaire de sécher et de chauffer avec grand soin les moules dans lesquels on verse le chlorure d'argent, car la plus petite humidité cause une violente projection.

Comme il a été dit plus haut, on a trouvé que ces opérations peuvent être complètement menées dans 5 fours ordinaires, en affinant environ 2 000 onces par jour, 98 % de l'or contenu dans l'alliage est bon à livrer. Les 2 % restent avec le chlorure d'argent, partie à l'état métallique, partie en combinaison avec le chlore et probablement avec l'argent. Pour dégager le chlorure d'argent de l'or combiné, on le fond dans un creuset préparé au borax, avec addition de 8 à 10 % d'argent métallique, en planches d'environ 1/8 de pouce d'épaisseur. Le chlorure d'or est de cette manière réduit aux dépens de l'argent métallique, en formant du chlorure d'argent, tandis que l'or libéré fond et se

rassemble en bouton au fond du creuset. Aussitôt que tout est bien fondu, le creuset est enlevé du four et laissé en repos pendant 10 minutes et le chlorure d'argent est alors versé dans de plus grands moules de fonte, de façon à former des plaques d'épaisseur convenable pour l'opération ultérieure, c'est-à-dire la réduction à l'état métallique.

Après la fusion du chlorure, une petite quantité d'une curieuse substance spongieuse adhère aux côtés du creuset, consistant probablement en sous-chlorure d'argent; mais, comme elle contient toujours un peu d'or, on prend soin, en versant le chlorure liquide, de ne pas la laisser tomber et se mêler au chlorure. Les plaques de chlorure d'argent sont réduites sans difficulté par des plaques de fer ou de zinc d'après la méthode ordinaire. En outre de la séparation de l'argent, un autre résultat pratique est obtenu par ce procédé, c'est d'avoir converti l'or cassant en métal parfaitement malléable.

Dans le traitement métallurgique des métaux précieux il y a toujours une petite perte, mais elle est très réduite dans ce procédé. La perte moyenne en or, en opérant comme il a été dit, a été trouvée de 19 parties pour chaque cent mille d'alliage traité, ce qui est beaucoup moins que ce que l'on trouve en raffinant l'or en quantité égale avec du sublimé corrosif par la méthode ordinaire. La perte d'argent est montée à 240 parties pour 100 000 d'alliage contenant 10 % d'argent. Il n'y a pas de doute qu'une portion considérable de ces deux pertes serait récupérée par le traitement ultérieur des creusets et des cendres. En raffinant sur une grande échelle de l'or contenant 10 % d'argent, le coût de l'opération est, à Sydney, d'environ 5 *farthings* par once (0 fr. 80 par kilogramme). La finesse de l'or produit par ce procédé varie de 991 à 997, la moyenne ayant été de 995 1/2; le reste est de l'argent; ce résultat peut être comparé favorablement avec un quelconque des procédés usuels.

L'argent résultant de cette méthode est doux, mais sa qualité varie un peu suivant l'or sur lequel on a opéré. Si l'alliage contient beaucoup de cuivre, la plus grande partie reste avec l'argent, mais les autres métaux sont presque tous éliminés. La finesse de l'argent jusqu'ici obtenue a varié de 918.2 à 992, la moyenne étant de 965.6. Une analyse d'argent résultant de l'affinage d'or reconnu comme contenant, parmi les bas métaux, du cuivre, du plomb, de l'antimoine, de l'arsenic et du fer, a donné les résultats suivants :

Argent.	972.5
Cuivre.	25.0
Or.	2.7
Zinc et fer	traces.
	<hr/>
	1.000

E. SEPARATION DE L'OR ET DU PLATINE.

L'or obtenu par les opérations de *départ* que nous venons de décrire est quelquefois platinifère, car le platine est, comme l'or, inattaquable aux acides employés.

Attaque par l'eau régale. — Pour séparer ces deux métaux il est nécessaire de faire usage du dissolvant par excellence, l'*eau régale*, qui est, comme on sait, un mélange d'acide nitrique et d'acide chlorhydrique.

L'alliage d'or et de platine est dissous dans une eau régale formée d'une partie d'acide azotique et de deux parties d'acide chlorhydrique. La réussite de l'opération exige que la dissolution soit saturée, c'est-à-dire qu'elle ne contienne pas d'acide libre. On arrive à ce résultat en mettant un excès d'or ou en évaporant la dissolution jusqu'à consistance sirupeuse.

On étend d'eau la dissolution, on laisse déposer, et on filtre; le résidu insoluble est composé de chlorure d'argent et d'iridium s'il en existait dans l'alliage.

Précipitation de l'or par le protochlorure de fer. — La précipitation de l'or est effectuée en ajoutant dans la liqueur claire une dissolution de protochlorure de fer. L'or réduit par le sous-sel de fer se précipite à l'état métallique; on laisse déposer et on recueille l'or précipité.

Il est nécessaire de s'assurer, par une nouvelle addition de protochlorure de fer, que tout l'or est précipité.

Après plusieurs lavages à l'eau, l'or précipité est séché et fondu au borax.

Précipitation du platine par le chlorhydrate d'ammoniaque. — La liqueur filtrée exempte d'or est ensuite traitée par le chlorhydrate d'ammoniaque qui forme un précipité jaune avec le platine. Ce précipité est lavé et calciné et il donne comme résidu de la *mousse de platine*.

A cet état, le platine a quelques emplois industriels; mais en fondant au borax on obtient les lingots du métal.

CINQUIÈME SECTION

PROCÉDÉS ÉLECTROLYTIQUES

Les procédés électrolytiques ont depuis longtemps attiré l'attention des métallurgistes dans la recherche des méthodes de traitement des diverses matières aurifères naturelles ou produites par l'industrie. Becquerel a fait à Paris les premiers essais industriels sur le traitement des minerais d'or et d'argent par l'électrolyse. Ses savantes recherches n'ont pas encore eu pour la métallurgie des minerais proprement dits de l'or, toutes les conséquences pratiques que ses expériences avaient fait espérer. Néanmoins, comme ces travaux ont ouvert la voie aux chercheurs, nous les décrirons rapidement dans le paragraphe consacré aux diverses méthodes essayées.

À la suite de ces recherches, de nombreux procédés furent brevetés soit pour le traitement des minerais, soit pour l'affinage des produits industriels. Parmi les premiers, nous ne pouvons pas citer de grandes installations en marche, parce que ce problème si intéressant n'a probablement pas encore reçu de solution entièrement satisfaisante. Parmi les seconds, le succès a été au contraire très net pour le traitement des cuivres noirs auro-argentifères ; enfin des tentatives heureuses ont été faites pour le traitement des plombs auro-argentifères et des alliages d'or, de cuivre et d'argent.

Nous décrirons donc rapidement ces procédés — bien que les derniers se rattachent surtout à l'affinage des cuivres et des plombs argentifères — après avoir rappelé les principes sur lesquels sont basées ces opérations.

La science nouvelle des lois de l'électricité n'étant pas familière à la généralité des ingénieurs qui s'occupent de métallurgie, nous avons cru intéressant pour nos lecteurs de résumer en quelques pages les principes que ne doivent pas perdre de vue ceux qui tournent leurs recherches vers l'utilisation de cette force pour la production des métaux précieux¹.

1. Cette partie de notre travail a été rédigée en collaboration avec M. E. Saladin, ingénieur civil des Mines et ingénieur-électricien.

§ 1. PRINCIPES ET APPAREILS DES TRAITEMENTS ÉLECTROLYTIQUES

A. PRINCIPES GÉNÉRAUX

a. ÉQUIVALENCE DE L'ÉNERGIE ÉLECTRIQUE ET DES AUTRES FORMES D'ÉNERGIE DANS LES RÉACTIONS MÉTALLURGIQUES ET ALLURE SPÉCIALE DES RÉACTIONS ÉLECTROLYTIQUES.

On sait qu'il faut pour séparer deux éléments associés dans une même combinaison chimique stable, dépenser une certaine somme d'énergie. Si on la dépense directement sous forme de chaleur, on réalise un traitement calorifique (décomposition du chlorure d'or par la chaleur); si on la dépense sous forme de combinaison chimique en absorbant un des éléments par un réactif, on réalise un traitement chimique (précipitation de l'or de son chlorure par le protosulfate de fer); si enfin on la dépense sous forme d'électricité (précipitation de l'or du chlorure dissous par la pile), on réalise un traitement électrolytique.

Le travail dépensé par l'un quelconque de ces procédés pour séparer un équivalent d'or d'avec le chlore combiné est toujours théoriquement le même, le procédé seul varie. Or, comme on produit l'électricité soit par la chaleur (piles thermo-électriques ou machines dynamo-électriques mues par moteurs à vapeur), soit par des réactions chimiques (piles voltaïques diverses) on conçoit immédiatement la notion de l'équivalence exacte de tous ces divers procédés, au point de vue de la décomposition bien définie que l'on veut obtenir.

Il faut, théoriquement, pour décomposer un équivalent de chlorure d'or, brûler autant de charbon sous la chaudière de la machine à vapeur qui actionne la dynamo fournissant le courant pour l'électrolyse, qu'il faudrait en brûler pour dissocier directement ce corps par la chaleur. Il faut également brûler dans la pile une quantité équivalente de zinc.

En pratique, une grande partie de l'énergie empruntée à la combustion du charbon ou du zinc, est dissipée dans les intermédiaires ou outils de transformation et on est loin d'atteindre l'équivalence théorique que nous signalons. Il ne faut donc pas considérer l'électrolyse (comme on le fait souvent par erreur) comme pouvant amener une économie extraordinaire de travail dépensé dans les réactions métallurgiques. Ce travail est au contraire important, dans la plupart des cas; aussi recherche-t-on souvent les forces hydrauliques abondantes pour le produire.

D'autre part, la décomposition électrolytique d'une solution d'un sel a de précieux avantages de forme qui compensent souvent et au delà les inconvénients économiques relatifs qu'elle peut parfois présenter au point de vue du prix de revient de l'énergie électrique. Elle permet de réaliser, très parfaitement, de délicates séparations dans les liqueurs chargées de sels métalliques.

En effet, la décomposition électrolytique d'une solution est en général réalisée en plongeant dans celle-ci deux plaques de métal, ou électrodes, non attaquables par les produits de la décomposition et reliées aux bornes d'une source d'électricité.

Un des éléments se dépose sur l'une des plaques, l'autre se dépose sur la seconde. Il n'y a donc aucune introduction, dans la matière traitée, de réactif chimique, cendres de combustible, etc., etc., dont les impuretés ou la présence même viennent souvent troubler les traitements métallurgiques.

Ensuite les éléments se présentant à l'état naissant sur les électrodes, peuvent entrer directement en combinaison avec l'un des corps dissous, ce qu'ils ne feraient pas en dehors de cette condition. Enfin les métaux sont souvent déposés par l'électrolyse en couches homogènes d'une grande pureté.

Ces diverses particularités donnent aux traitements électrolytiques une allure très spéciale et en expliquent le grand intérêt. Nous ne pouvons pas dans les limites de cet ouvrage donner une théorie très complète de ces intéressants procédés. Nous renverrons le lecteur désireux de les étudier en détail aux traités spéciaux, et parmi ceux-ci à l'*Électrolyse* de H. Fontaine, et nous nous bornerons, dans ce paragraphe, à rappeler les principes théoriques de l'électrolyse en définissant les unités adoptées et la façon dont se comporte le courant électrique dans un appareil d'électrolyse.

Nous nous sommes attachés dans les lignes qui suivent à donner la notion exacte de la nature pratique des unités, plutôt qu'à établir leur sens abstrait.

b. DÉFINITION DES UNITÉS ET RÉSUMÉ DES LOIS DE L'ÉLECTRICITÉ.

Le nouveau réactif métallurgique que nous étudions, cet intermédiaire particulier du transport de l'énergie, l'*électricité*, n'est pas susceptible d'une définition à la fois simple et rigoureuse. On a démontré récemment, par les expériences de Herz, sa ressemblance avec la lumière, dont elle ne différerait que par la grandeur, bien plus importante, de sa longueur d'onde. Quelle que soit sa nature intime, elle se manifeste à nous par divers effets et en particulier par les courants électriques qu'elle constitue dans les corps bons conducteurs et par les décompositions électrolytiques qu'elle produit.

Prenons une lame de zinc et une lame de cuivre. Réunissons-les par un long fil conducteur en cuivre. Faisons passer ce dernier sur une boussole ordinaire, parallèlement à l'aiguille aimantée.

Plaçons les lames parallèlement dans l'eau acidulée. Immédiatement nous voyons se produire deux phénomènes : 1^o le zinc est attaqué, diminue de poids, en un mot se brûle comme un combustible dans le liquide ; 2^o le fil conducteur extérieur s'échauffe jusqu'à une température stationnaire et l'aiguille aimantée, déviée de sa position d'équilibre, tend à se mettre en croix avec le conducteur et à garder une position fixe.

Donc, en dépensant un peu de zinc dans la pile, nous transportons le long du fil une certaine quantité d'énergie sous forme de courant électrique. En effet, nous avons effectué une déviation mesurable sur l'aiguille de la boussole,

et nous avons répandu dans le conducteur extérieur une certaine quantité de chaleur qui ne s'y trouvait pas auparavant et qui continue à se dissiper dans l'air, pendant tout le temps que le zinc se dissout dans l'eau acidulée. De plus, comme la boussole reste stationnaire et que le flux de chaleur reste constant, nous en déduisons que le débit d'énergie reste constant.

L'agent de ce transport d'énergie est appelé *électricité*.

La pile constituée par les deux lames de zinc, de cuivre et l'eau acidulée, est une source d'électricité.

On mesure l'électricité débitée par une source au moyen de deux éléments. La quantité ou l'intensité, et la différence de potentiel, ou voltage ou force électromotrice.

Quantité. — Supposons, pour simplifier, que la pile que nous venons de constituer soit très grande, constitue une source d'électricité inépuisable, à laquelle nous pouvons puiser largement sans en modifier la puissance, et que le fil qui réunit ses pôles soit très fin et très long.

Nous avons remarqué dans l'expérience précédente que la déviation de l'aiguille aimantée était, par exemple, de 2 degrés.

Réunissons les pôles de la source par un deuxième fil identique au précédent, et sans détacher celui-ci; nous remarquerons dans ce deuxième fil les mêmes phénomènes que dans le premier. Nous dirons donc que le deuxième fil débite une quantité d'électricité égale à celle débitée par le premier.

Faisons, en effet, passer ce deuxième fil sur la boussole à côté du premier; la déviation de l'aiguille sera double, soit 4 degrés.

De plus, le courant électrique a un sens; en effet, en retournant l'un des fils bout par bout sur la boussole sans détacher les extrémités des lames de cuivre et de zinc, son action détruit celle de l'autre fil au lieu de s'y ajouter comme auparavant.

On admet, pour fixer les idées, que le courant marche dans le fil extérieur en partant du cuivre (pôle positif) vers le zinc (pôle négatif).

Enfin comme chaque fil continue à rayonner uniformément de la chaleur pendant tout le temps qu'il est parcouru par ce même courant, il est évident que la quantité d'énergie ainsi dissipée est proportionnelle au temps. La quantité d'électricité qui passe en transportant cette énergie est donc aussi proportionnelle au temps; on peut donc dire que la quantité d'électricité qui a traversé le fil au bout du temps, T , est égale à la quantité qui passe en une seconde, multipliée par T .

Nous avons vu que chacun des fils parcourus par le courant considéré déviait la boussole de 2 degrés. Les deux fils appliqués l'un contre l'autre sur la boussole, la font dévier de 4 degrés; donc le conducteur double agit deux fois plus fort que le premier fil sur la boussole; il transporte deux fois plus d'énergie, on dit alors qu'il est parcouru par un courant d'intensité double de celle du premier fil. On vérifie facilement avec la boussole que l'intensité est la même dans toutes les parties du fil envisagé; ce qui est évident *a priori*, le conducteur ne laissant pas échapper d'électricité s'il est bien isolé.

Donc, en augmentant la section S du conducteur, réuni aux bornes d'une

source indéfinie, on accroît proportionnellement l'intensité du courant. On verrait facilement qu'en augmentant la longueur L du conducteur, on diminue proportionnellement l'intensité du courant. L'intensité I du courant peut donc être écrite sous la forme

$$I = A \frac{S}{L}.$$

Si donc on considère le fil conducteur comme offrant une résistance au passage du courant électrique, on voit que le courant sera d'autant plus intense que la résistance sera plus faible, et réciproquement, ce qu'on exprime en se reportant à l'expression précédente, en disant que la résistance d'un conducteur est proportionnelle à sa section ou

$$R = K \frac{L}{S}$$

K est un coefficient légèrement variable avec la température, et caractéristique de chaque métal.

Force électromotrice, voltage, différence de potentiel. — Nous avons vu que le couple zinc-eau acidulée-cuivre permettait d'établir dans notre fil n° 1, par exemple, un courant d'intensité i ; réunissons par un fil identique les bornes d'un autre grand couple formé de zinc-dissolution acide de bichromate de potasse-charbon de cornue, nous verrons tout de suite avec la boussole que le courant a une intensité double, soit $2i$. Donc, tout le couple au bichromate fait passer dans le fil deux fois plus d'électricité que le couple à l'eau acidulée.

Nous dirons alors que le couple au bichromate a une force électromotrice double de celle du couple à l'eau acidulée.

Si nous adaptons le conducteur à une source d'électricité donnant une force électromotrice n fois plus forte, le courant aurait une intensité égale à ni . Cette notion nous permettra de poser complètement la loi fondamentale d'Ohm :

L'intensité i du courant est proportionnelle à la force électromotrice e qui tend à faire circuler le courant dans le conducteur, et inversement proportionnelle à la résistance r de ce conducteur : $i = K \frac{e}{r}$.

En choisissant des unités de mesure convenables, la constante K disparaît et loi de Ohm s'écrit $I = \frac{E}{R}$.

Les notions d'intensité, de force électromotrice et de résistance étant bien établies, il n'y a plus, pour pouvoir introduire ces quantités dans les calculs sous une forme pratique, qu'à définir les unités d'intensité, de force électromotrice et de résistance.

Unités pratiques. — En partant du centimètre, de la masse du gramme et de la seconde comme unités fondamentales, on est arrivé à créer un système absolu d'unités électriques, accepté par tous les électriciens. L'unité pratique

de résistance des conducteurs déduite de ce système est appelée *Ohm*. Elle est égale à la résistance d'une colonne de mercure de 1 millimètre carré de section, de 106 centimètres de longueur et mesurée à 0° centigrade.

L'unité pratique de force électromotrice, ou de différence de potentiel, est appelée *Volt*. Elle est égale sensiblement à la force électromotrice d'un élément Daniell (cette dernière vaut 1,07 volt).

Par suite de cette appellation, on donne souvent le nom plus court de *voltage* à la force électromotrice ou à la différence de potentiel qui la mesure.

En appliquant une force électromotrice de 1 volt aux extrémités d'un conducteur de résistance égale à 1 ohm, on a un courant d'une certaine intensité qu'on choisit pour l'unité. Cette intensité a reçu le nom d'*Ampère*.

D'après la loi d'Ohm, on aura donc :

$$1 \text{ ampère} = \frac{1 \text{ volt}}{1 \text{ ohm}} \text{ et généralement } I \text{ ampères} = \frac{E \text{ volts}}{R \text{ ohms}}$$

Un courant de 1 ampère circulant pendant 1 seconde débite l'unité pratique de quantité d'électricité, ou un *coulomb*.

Prenons un fil conducteur parcouru par un courant constant : à ses deux extrémités nous avons dû appliquer la force électromotrice e d'une source, qui est, nous le savons, la cause du courant.

Mesurons avec un électromètre la tension électrique aux deux extrémités du conducteur, nous trouverons à chacune d'elles une tension différente, ou un *potentiel* différent; mais à chaque valeur de e correspondra une valeur proportionnelle de la différence des deux potentiels aux deux extrémités. Donc la force électromotrice d'une source est mesurée par une *différence de potentiel*, exactement comme la pression d'une vapeur est mesurée par la différence des niveaux du mercure dans les deux branches d'un manomètre à air libre disposée en U.

D'autre part, si nous mesurons la différence de potentiel entre une des extrémités du fil parcouru par le courant et un point quelconque de celui-ci, nous trouverons que cette différence décroît uniformément avec la longueur du fil envisagée. Elle est égale à e entre les deux extrémités et à $\frac{e}{n}$ entre les deux bouts de la $n^{\text{ième}}$ portion du fil.

Cette propriété permet de tracer graphiquement la plupart des phénomènes électriques envisagés dans les conducteurs.

Nous avons vu précédemment qu'un fil de résistance r soumis à une force électromotrice e s'échauffait en laissant passer un courant d'intensité i tel que

$$i = \frac{e}{r}$$

Or, pendant tout le temps que dure le régime ainsi établi, le fil rayonne par seconde une certaine quantité de chaleur. Cette chaleur est mesurable et représente un certain nombre de calories ou de kilogrammètres. Interrompons le courant : le fil n'a pas été modifié dans sa structure, donc le travail dépensé par la

source d'électricité pour faire circuler le courant i a été entièrement transformé en chaleur sensible. Nous en concluons que la chaleur ainsi dégagée peut servir à mesurer le travail dépensé pour faire circuler ce courant dans le fil.

Or, si nous ajoutons $n - 1$ fils identique à côté du premier, la quantité de chaleur produite dans l'ensemble sera n fois plus forte; nous aurons n courants d'intensité i , ou bien un courant total d'intensité $n i$; il en sera de même si nous multiplions par n la longueur du fil et si nous faisons passer un courant de même intensité i en portant à la valeur $n e$ la force électromotrice appliquée à ses bornes.

Nous aurons alors dans les deux cas la même somme de travail dissipée sous forme de chaleur sensible.

Or, dans le premier cas nous avons obtenu n fois plus de chaleur en multipliant par n l'intensité du courant, en gardant le voltage e ; dans le second le même résultat est obtenu en multipliant par n la force électromotrice et gardant l'intensité i ; donc, la chaleur dégagée par un conducteur est proportionnelle à la fois à la force électromotrice et à l'intensité du courant qui la transporte, donc elle est proportionnelle à leur produit.

Chaleur par seconde ou travail = KEI.

C'est la loi de Joule. On écrit aussi cette loi $T = KI^2R$ car la loi d'Ohm donne $E = IR$; c'est sous cette forme que Joule l'a vérifiée par l'expérience. La constante $K = \frac{1}{9,81}$ pour le travail évalué en kilogrammètres. Ainsi on a l'égalité suivante :

Travail produit par seconde par un courant = $\frac{1}{9,81}$ EI kilogrammètres.

Dans tous les calculs de rendement des appareils électriques, on a souvent à évaluer le produit EI. Aussi a-t-on établi une unité secondaire, *le Watt*, pour désigner ce produit.

1 watt = 1 volt \times 1 ampère.

1 watt par seconde vaut 0,1019 kilogrammètre ou 0,000257 calorie. Un cheval-vapeur équivaut à 756 watts. Une bonne dynamo peut fournir au moins 600 watts par cheval-vapeur consommé.

On indique ordinairement la puissance d'une source d'électricité en nommant le nombre maximum de watts qu'elle peut donner en service normal; par exemple, on dit une dynamo de 6,000 watts comme on dit une machine à vapeur de 10 chevaux. Un élément Daniell ordinaire peut débiter normalement quelques millièmes de watts. Un grand élément au bichromate à deux charbons et un zinc de 0^m,20 \times 0^m,20 peut débiter 20 watts pendant une à deux heures.

C. LOIS DE L'ÉLECTROLYSE.

Lorsqu'on plonge dans une solution d'un sel métallique ou dans un sel fondu les deux extrémités d'un conducteur dans lequel est intercalée une source d'élec-

tricité suffisante, les éléments du sel se séparent en deux parties qui viennent se déposer chacune sur un des pôles. Le métal se dépose sur le pôle négatif (par exemple celui qui est réuni au zinc d'une pile), l'acide se dépose sur l'autre pôle.

On appelle électrolyse ce procédé spécial de séparation.

Le liquide reçoit le nom d'*électrolyte*; le conducteur plongeant relié au pôle négatif se nomme *cathode*, l'autre conducteur se nomme *anode*, et le nom d'*électrode* sert à désigner ces deux conducteurs indifféremment.

La consommation en énergie électrique d'un appareil d'électrolyse est fonction de deux quantités différentes : 1° la résistance électrique de l'appareil; 2° la force contre électromotrice, véritable réaction due au travail chimique produit dans l'appareil.

La résistance électrique est une résistance passive et nuisible, si on la considère au point de vue du rendement de l'opération électrolytique. De même que le frottement dans une transmission mécanique, dissipe en pure perte l'énergie mécanique sous forme de chaleur, de même la résistance électrique transforme, en chaleur sensible, une partie de l'énergie électrique fournie à l'appareil; cette chaleur n'est pas utilisée dans la réaction et constitue une perte.

La force contre électromotrice représente exactement l'effort qu'il faut exercer sur l'électrolyte pour déterminer la décomposition électrolytique envisagée. La décomposition électrolytique constitue en effet un travail qui ne peut être effectué que moyennant un effort supérieur à une valeur déterminée par la réaction chimique envisagée. De même, que l'on ne peut pas avec une pompe élever de l'eau dans un réservoir situé à 10 mètres de hauteur sans exercer sur le piston un effort supérieur à 1 kilogramme par centimètre carré du piston, de même on ne peut pas décomposer un électrolyte par le courant sans exercer sur lui un effort électromoteur supérieur à une valeur limite déterminée par sa nature chimique elle-même.

Si l'effort exercé par la source d'électricité est trop faible, le courant ne passe pas. Cette réaction, ou force contre électromotrice, a pour siège la surface de contact du liquide avec l'électrode qui lui amène le courant.

Par exemple, si on cherche à décomposer l'eau acidulée, entre deux électrodes inattaquables, en utilisant une source d'électricité dont on peut faire croître la force électromotrice de 0 à N volts, on remarquera les faits suivants: De 0 à 1,5 volt environ, le courant ne traversera pas l'électrolyseur; la force contre-électromotrice de l'eau est en effet, dans ce cas, de 1,495 volt. Si on continue à faire croître la force électromotrice de la source, le courant passera et l'eau sera décomposée; si, par exemple, on lit sur le voltmètre qu'il y a aux bornes de l'appareil d'électrolyse 2 volts, et si l'ampèremètre marque en même temps un ampère, on saura qu'il y a $1,5 \text{ volt} \times 1 \text{ ampère} = 1,5 \text{ watt}$ consommé par la décomposition de l'eau. Le reste de l'énergie électrique dépensée dans le voltamètre sera convertie en chaleur par le passage du courant à travers les résistances passives, eau et métal, et égale dans ce cas, à

$$0,5 \text{ volt} \times 1 \text{ ampère} = 0,5 \text{ watt.}$$

La force contre-électromotrice est donc une véritable caractéristique de la réaction chimique produite par le courant.

Par suite du principe de la conservation de l'énergie, on doit s'attendre à trouver que l'énergie dépensée pour produire la décomposition électrolytique sera identique à l'énergie dépensée, dans une autre méthode de traitement, sous forme de chaleur pour produire la même décomposition; enfin on doit s'attendre à ce que les corps séparés venant à se réunir de nouveau, restituent sous forme d'énergie électrique ou de chaleur la même somme de travail qui a été employée à les séparer.

C'est en effet ce qui arrive en réalité et la force contre-électromotrice caractéristique d'une réaction déterminée est facilement mesurée par la quantité de chaleur dégagée par cette même réaction; elle lui est proportionnelle.

On a ainsi $E = K'C$:

E force contre électromotrice;

K' coefficient constant;

C calories dégagées par la combinaison d'un équivalent du corps envisagé.

Si on convient de compter par équivalents prenant pour base 1 pour l'hydrogène, le coefficient K' est égal à $\frac{1}{23}$.

On verra ainsi que si 1 gramme d'hydrogène (1 équivalent) dégage en se transformant en eau 34,45 calories, la force contre électromotrice de décomposition de l'eau sera

$$\frac{34,45 \text{ calories}}{23} = 1,495 \text{ volt.}$$

Dans ces conditions on aura pour le perchlore d'or

$$\frac{27,3 \text{ calories (à l'état dissous)}}{23} = 1,187 \text{ volt.}$$

pour le chlorure d'argent

$$\frac{29,2 \text{ calories (à l'état solide)}}{23} = 1,269 \text{ volt.}$$

pour le bichlorure de mercure

$$\frac{29,58 \text{ calories (état dissous)}}{23} = 1,295 \text{ volt.}$$

pour le bichlorure de cuivre CuCl

$$\frac{31,3 \text{ calories (état dissous)}}{23} = 1,360 \text{ volt.}$$

Ces chiffres sont obtenus avec les chaleurs de combinaison théoriques. Pratiquement ils varient avec diverses causes dont les principales sont la température, les réactions secondaires qui ont lieu dans les mélanges de sels, les sels

doubles, la réaction du liquide sur les produits de l'électrolyse, etc. L'expérience directe, toujours facile à instituer, permet de trouver aisément la force contre électromotrice opposée au passage du courant par un électrolyte quelconque.

Réciproquement, la recombinaison chimique des corps séparés par l'électrolyse produit une force électromotrice égale à la force contre-électromotrice qui résistait précédemment à l'électrolyse.

Si, par exemple, il faut une force électromotrice de 1,187 volt pour décomposer le perchlorure d'or en or et chlore, l'attaque de l'or par le chlore dissous établit entre ce métal et le liquide une force électromotrice de 1,187 volt. Si donc on plonge dans une solution de perchlorure d'or, deux lames de ce métal et qu'on fasse passer le courant, on obtiendra de l'or sur l'électrode négative pendant que le chlore se portera à l'électrode positive; à l'électrode négative, on devra vaincre la force contre-électromotrice du perchlorure d'or, soit 1,187 volt; mais à l'électrode positive, on produira par l'attaque de l'or, une force électromotrice égale, agissant dans le sens même du courant dirigé à travers l'appareil électrolyseur.

On peut représenter par une courbe tracée sur deux axes de coordonnées cet ensemble important de phénomènes (fig. 58).

Prenant pour ordonnées les différences de potentiel P , pour abscisses les résistances du circuit en dehors de la source d'électricité, on obtiendra le tracé suivant :

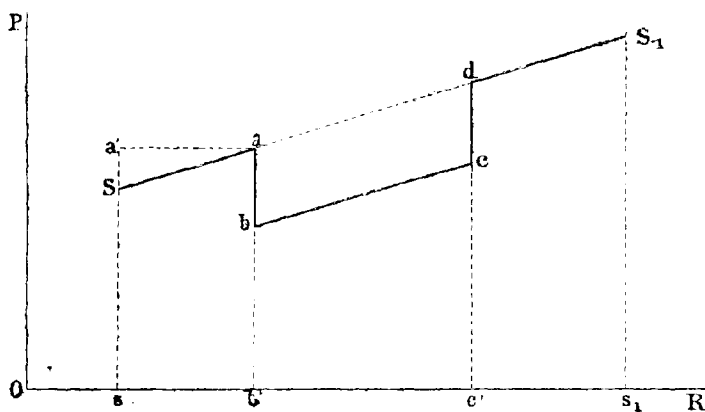


Fig. 58.

Ss représente la différence de potentiel entre un des pôles de la source d'électricité et un potentiel quelconque pris comme origine;

S_1s_1 représente la différence de potentiel entre l'autre pôle et la même origine.

De S en a , ce potentiel décroît le long du conducteur réunissant la source à l'électrolyseur, Sa' est la différence de potentiel nécessaire pour faire circuler le courant dans la résistance aa' .

En a , on rencontre l'électrode négative; la force contre-électromotrice de

l'électrolyse amène le potentiel à la valeur bb' , dans le liquide, contre l'électrode a .

De b en c , même condition que de S en a ; le conducteur inerte étant constitué par le liquide.

En c , on rencontre l'électrode attaquée. La force électromotrice due à l'attaque de l'électrode, se joignant à la différence de potentiel cc' , ramène le potentiel à la valeur $c'd$.

Dans ces conditions particulières, le courant traverse en effet l'appareil électrolyseur comme s'il était uniquement inerte, ne contenant pas d'électrolyte. L'énergie dépensée par la décomposition en a est restituée par l'attaque en d ; la somme d'énergie chimique dépensée est donc nulle.

C'est sur cette importante considération qu'est basée la méthode de traitement des cuivres par électrolyse. L'énergie considérable mise en jeu dans les appareils électrolytiques à cuivre n'est pas produite par un travail extérieur. Sauf une très petite partie, elle est entièrement empruntée d'une part à l'attaque du cuivre noir, d'autre part restituée par la décomposition du liquide en cuivre électrolytique, oxygène et acide sulfurique. On demande seulement aux dynamos le travail nécessaire pour faire circuler le courant dans les résistances passives, et pour compenser la petite différence des forces électromotrices, résultant de la faible différence de nature des électrodes. Ce travail est limité au produit de la force très faible de environ 0,5 volt par le nombre d'ampères circulant dans chaque appareil.

Si au lieu d'or on plaçait en d une électrode en cuivre, ou même un amalgame de cuivre, la force électromotrice due à l'attaque serait plus considérable = 1,36 volt.

L'expérience prouve en effet qu'un amalgame métallique, même très dilué dans le mercure, donne la même force électromotrice que le métal pur, à condition que ce métal soit plus attaquant que le mercure, par le liquide expérimenté.

Comme la différence de potentiel OS est plus petite que $c'd$, il suffirait de réunir les points S et f du circuit par un conducteur métallique sans résistance pour que le courant continue à circuler sans qu'il soit besoin de faire intervenir la source d'énergie électrique SS_1 .

On aurait ainsi constitué un couple galvanique cuivre, chlorure d'or, or, capable de continuer par ses propres moyens l'électrolyse jusqu'à épuisement complet de la liqueur.

C'est sur cette action que sont basés tous les procédés de précipitation de l'or par les métaux et amalgames de métaux facilement oxydables, qui donnent des résultats si intéressants.

Le travail mécanique absorbé par la décomposition électrolytique directe, de divers composés, effectuée sans le secours d'une électrode attaquant, varie avec la nature des métaux et la réaction employée.

Le tableau suivant résume quelques données à cet égard.

Travail absorbé par la seule réaction électrolytique sans tenir compte des résistances passives et du rendement de la dynamo :

Métaux.	Électrolyte.	Poids de métal déposé par cheval heure.			
Or	Perchlorure (avec cyanure de potassium).	4 ^k .600	} (H. Fontaine).		
				Argent	Cyanure double d'argent et potassium.
Azotate d'argent ammonia- cal.	7 ^k .700				
		Mercure			
Cuivre	Chlorure.	0 ^k .645			

On voit donc que de très faibles courants seront en général plus que suffisants pour déposer électrolytiquement les métaux précieux de leurs dissolutions; le seul fait de la décomposition des sels solubles de ces métaux ne pourra jamais dans une usine absorber une force motrice considérable; ce sera donc surtout dans les résistances passives ou dans la décomposition de produits accessoires que l'on dépensera l'énergie électrique dans les traitements de matières auro-argentifères.

B. MACHINES

L'économie des procédés électrolytiques dépend essentiellement, au point de vue industriel, du prix auquel on peut se procurer l'énergie électrique indispensable à leur fonctionnement. Voici quelques renseignements sur les machines au moyen desquelles on peut se procurer aujourd'hui l'énergie électrique.

De nombreux traités spéciaux donnent les détails de construction des machines dynamo-électriques en usage pour la production des courants destinés spécialement à l'électrolyse. Nous y renvoyons donc le lecteur en citant, parmi les plus répandus, l'ouvrage de H. Fontaine, « *l'Électrolyse* » et le *Traité pratique d'électricité industrielle* de Cadiat et Dubost.

Parmi les très nombreux types de machines employées aujourd'hui pour l'éclairage électrique, un grand nombre peuvent servir en pratique à l'électrolyse. On a cherché, dans les débuts de l'industrie électrolytique, à créer des types spéciaux de machines ne donnant qu'une très petite force électromotrice, mais des courants de très forte intensité. Ces tentatives paraissent avoir été abandonnées. On est revenu, en définitive, aux bons types de machines créées pour l'éclairage et en ne leur faisant subir que de faibles modifications.

Les maisons Sautter-Harlé et Cie, Compagnie Edison, Gramme, Breguet, etc., à Paris, Crompton à Londres, Siemens et Halske à Berlin, Edison aux États-Unis, etc., fabriquent de très bonnes machines dynamo-électriques pour l'électrolyse.

En résumé une bonne dynamo à lumière, d'un type quelconque peut servir avantageusement à l'électrolyse, pourvu qu'elle donne un courant bien continu, une force électromotrice peu élevée et qu'elle ait un bon rendement électrique. On peut même employer dans certains cas les machines donnant une diffé-

rence de potentiel aux bornes de 100 à 110 volts comme celles qui alimentent les lampes à incandescence ordinaires; mais il faut naturellement, dans ce cas, accoupler en tension un grand nombre d'appareils électrolytiques. Ces derniers, fonctionnant toujours avec des dissolutions aqueuses, ne peuvent pas marcher économiquement avec des tensions supérieures à 1,5 volt, limite au-dessus de laquelle commence la décomposition de l'eau.

On est donc amené en général à demander aux constructeurs des machines à tension modérée et à grand débit dont ils ont, d'ailleurs, des types bien étudiés et donnant de bons rendements.

Les machines dynamo sont employées notamment à la fabrication des hypochlorites alcalins et au blanchiment en grand des pâtes à papier; ces opérations ont trop d'analogie avec la chloruration humide de la *pulpe* des minerais auro-argentifères pour que des applications importantes de l'électrolyse ne soient pas tentées plus tard dans cette voie.

Le rendement qui est atteint par les bonnes machines dynamo-électriques est très suffisant pour la pratique. Il dépasse ordinairement, en travail électrique utilisé dans la partie du circuit extérieure à la machine, 75 % du travail mécanique fourni par le moteur. Les bonnes machines dépassent souvent un rendement de 85 à 90 %.

On peut donc compter, dans une installation industrielle bien faite, sur une production d'électricité mesurée par au moins 550 à 600 watts par cheval-vapeur fourni à l'arbre de la machine dynamo-électrique, à la condition, bien entendu, de faire fonctionner la machine à son allure normale. Le rendement s'abaisse en effet à mesure que la machine donne une fraction plus faible de son débit normal.

Les éléments du courant se mesurent au moyen de Voltmètres et Ampèremètres, d'un usage fort répandu aujourd'hui et avec lesquels on lit sur un cadran divisé les volts et les ampères comme un chauffeur lit sur son manomètre les pressions de vapeur de sa chaudière.

Il est nécessaire de faire vérifier de temps en temps ces instruments qui sont sujets à des variations inattendues. Ceux d'entre eux qui contiennent des aimants permanents sont principalement exposés à des variations importantes.

Nous ne parlons pas ici des piles qui constituent jusqu'à présent des sources d'électricité trop faibles et trop coûteuses pour avoir un véritable intérêt dans l'électro-métallurgie.

C. APPAREILS D'ÉLECTROLYSE

Rappelons qu'un appareil électrolytique quelconque est toujours constitué par un vase rempli du liquide à électrolyser dans lequel plongent les électrodes conductrices par lesquelles est amené le courant électrique. Le vase sert lui-même quelquefois de conducteur; dans ce cas, il est métallique et est relié à un des pôles de la source d'électricité. Le courant est amené par l'électrode opposée constituée par un corps bon conducteur plongeant dans le liquide, isolé

électriquement du vase conducteur, et relié par un câble à la source d'électricité.

Quelquefois on fait plonger chacune des 2 électrodes dans un liquide différent ; les deux liquides sont alors séparés par une cloison poreuse : porcelaine déglorifiée, parchemin végétal, etc.

Il est nécessaire de donner aux conducteurs une section appropriée à l'intensité du courant qui les traverse. Pour un courant intense on ne peut guère dépasser 3 ampères par millimètre carré du conducteur si ce dernier est en cuivre rouge de haute conductibilité.

Les jonctions des conducteurs avec les électrodes doivent être particulièrement soignées. Un défaut de jonction peut occasionner un échauffement dangereux allant jusqu'à la fusion des pièces en contact ; on doit toujours réunir les diverses parties des conducteurs par des surfaces larges, bien nettoyées et fortement serrées entre elles par des boulons. Pour de forts courants, la surface de contact doit avoir 1 à 2 millimètres carrés par ampère.

Les vases électrolytiques industriels sont ordinairement faits en bois, souvent doublé de plomb. On peut d'ailleurs les constituer par des éléments identiques à ceux employés pour les bacs de tous les procédés de traitement par voie humide, et suivant la composition des liqueurs qu'ils doivent contenir.

Les électrodes varient de nature suivant les procédés employés. Comme en général il est avantageux de réduire autant que possible la résistance électrique du liquide, on emploie le plus souvent des plaques rectangulaires séparées par un faible intervalle, 4 à 5 centimètres par exemple.

Lorsque l'anode doit être inattaquable aux acides et au chlore, le charbon ou le platine seuls peuvent être employés.

Le charbon est fabriqué en agglomérant avec du brai du coke très pur ou du charbon de cornue pulvérisé finement. Cette pâte est moulée en plaques ou en baguettes, puis cuite à haute température et en vase clos. Ces anodes ne sont pas tout à fait inattaquables dans tous les cas. En particulier lorsqu'on fabrique du chlore avec 4 à 5 volts aux bornes de l'appareil, le charbon est assez rapidement détruit.

Les anodes de platine coûteraient fort cher si on devait les faire pleines. On les réalise donc par une fine toile métallique, tendue sur un cadre isolant. Elles sont employées notamment dans les appareils de blanchiment électrolytique de la pâte à papier.

Les cathodes, n'étant pas attaquées pendant le cours des opérations, se font généralement en cuivre, plomb ou fer. Lorsque les opérations sont intermittentes, la cathode peut être attaquée par la liqueur pendant les arrêts.

§ 2. — MÉTHODES DE TRAITEMENT

L'activité chimique du courant électrique peut être employée de plusieurs manières différentes, dans la métallurgie de l'or.

a. On emploie l'électricité à favoriser l'amalgamation par l'action toute spéciale du courant électrique sur la surface du mercure employé ;

b. On prépare par voie électrolytique un réactif destiné à attaquer les minerais aurifères;

c. On décompose par l'électricité un sel d'or tenu en dissolution ou en suspension dans l'eau, à la suite d'un traitement préalable du minerai;

d. On dissout par électrolyse directe un composé aurifère laissant l'or comme résidu;

A. EMPLOI DE L'ÉLECTROLYSE POUR FAVORISER L'AMALGAMATION DE L'OR NATIF

L'emploi de l'électrolyse pour favoriser l'amalgamation a été préconisé avant 1860 par Bazin, qui l'appliqua à son amalgameur à force centrifuge.

Dans un grand nombre d'usines, le mercure des pans ou les plaques amalgamées des moulins, sont réunis au pôle négatif d'une pile ou d'une petite machine dynamo, le pôle positif étant formé d'une lame de plomb ou de fer, trempée dans l'eau chargée de sable ou dans le liquide du pan.

Dans ces conditions, la surface du mercure devient moins oxydable que d'ordinaire; les oxydes de mercure qui peuvent la souiller sont facilement décomposés par le courant, et une partie des sels métalliques contenus dans le liquide électrolysé vient certainement déposer ses métaux à l'état d'amalgame à la surface du mercure. On a même parlé d'amalgame d'hydrogène formé (Barker) et qui jouerait le rôle du sodium, dans l'amalgamation.

Il serait plus juste de remarquer que l'addition d'un peu de sodium ou d'un métal facilement oxydable dans le mercure (zinc, plomb, étain, cuivre) tels que ceux qui sont préconisés dans bien des régions, détermine précisément entre le mercure et l'eau, pure ou chargée des réactifs de l'amalgamation, une différence de potentiel égale ou voisine de celle qu'on leur donne avec un ou deux éléments de pile, ou une petite machine dynamo. Il est donc probable que la véritable raison du succès de ces procédés si divers au sodium, au zinc, au plomb, à l'électrolyse, est commune à tous ces procédés et se trouve due à la différence de potentiel établie, par l'un quelconque des procédés, entre le mercure et le liquide qui le baigne.

Les belles expériences de Lipman, etc., ont démontré en effet que les effets de la capillarité sont profondément modifiés lorsqu'on établit artificiellement une différence de potentiel même très faible entre le mercure et le liquide qui le baigne.

L'expérience directe montre que le mercure très divisé se réunit plus vite à une masse de mercure, sous l'eau, lorsque cette masse est réunie au pôle négatif d'une pile, le pôle positif plongeant lui-même dans l'eau.

Il y a donc, d'une part, une action physique indiscutable entre le mercure électrisé et les globules ou les grains métalliques qui viennent toucher sa surface.

D'autre part, l'action chimique du courant peut intervenir énergiquement pour la décomposition des sels, même insolubles, placés à la surface du mercure ou d'un autre conducteur formant l'électrode négative d'un appareil. Le chlo-

rure d'argent fondu et humecté se décompose normalement dans ces conditions (pile Warren de la Rue), on peut donc admettre la décomposition, dans ces mêmes conditions, de composés naturels insolubles des métaux précieux; ces phénomènes rentrent dans les réactions que nous allons étudier ultérieurement, on doit toujours en tenir compte dans l'examen des procédés par électrisation du mercure.

Enfin l'électrolyse est appliquée à la purification du mercure qui doit servir à l'amalgame des plaques des bocards; Eissler (*The metallurgy of Gold*) décrit ainsi ce procédé :

« Prenez un vase de terre plat, rempli d'une solution de sulfate de soude; placez une longue lame de plomb à travers ce vase ployée de manière à en suivre le fond. Dans ce vase, mettez une coupe demi-sphérique de terre non vernissée, assez grande pour reposer sur le fond, et dans celle-ci placez le mercure avec un peu d'eau. Mettez le fil positif en contact avec la lame de plomb, qui constitue l'anode, et le fil négatif avec le mercure. Il se produit un dégagement d'hydrogène et le mercure subit une active agitation qui est accompagnée de la purification du métal. »

Il n'est pas superflu de remarquer qu'avec un courant suffisamment énergique, le mercure doit se charger, dans cette opération, d'une petite quantité d'amalgame de sodium.

Les principales méthodes fondées sur l'électrisation du mercure sont les suivantes :

Méthode Bazin par amalgamation à force centrifuge. —

Nous avons déjà donné la description de l'appareil Bazin (III^e Partie, I^{re} section, p. 45) parmi les appareils servant à l'amalgame direct. On lui applique facilement l'électrolyse, en faisant communiquer la cuvette pleine de mercure avec le pôle négatif d'une pile ou d'une petite machine dynamo, tandis que le pôle positif plonge dans l'eau au-dessus de la cuvette de mercure.

Le voltage n'est pas indiqué par l'inventeur, mais il est probable que l'action maxima se produit avant le dégagement du gaz, c'est-à-dire aux environs de 1,5 volts.

Procédé Molloy, dit d'amalgame à l'hydrogène (Hydrogen

amalgam Co, Londres). — Ce procédé consiste à employer un baquet d'un diamètre d'un mètre et de 25 millimètres de profondeur, dont le fond est couvert d'une couche de mercure de 13 millimètres. Un vase poreux, placé au centre, contient un cylindre de plomb et une solution de sulfate de soude. Le pôle positif est mis en communication avec ce cylindre de plomb, et le pôle négatif avec le mercure. D'autre part, le mercure est recouvert d'un disque en tôle qui flotte à sa surface en laissant un étroit intervalle entre sa circonférence et le bord du baquet. Le centre du disque est percé pour laisser passer le vase poreux, et ce trou est muni d'un rebord de 5 centimètres. Le minéral entraîné par l'eau arrive dans l'espace annulaire situé entre le vase et le disque; il passe de là sous le disque grâce à un mouvement lent de rotation imprimé à ce dernier et est évacué par la circonférence après avoir parcouru la

surface du mercure en 20 secondes environ. Cet appareil, d'invention toute récente, serait déjà appliqué aux États-Unis, au Transvaal, en Hongrie et au Mexique, et donnerait, paraît-il, de bons résultats (*Lumière électrique*, 1^{er} octobre 1887).

Les résultats suivants cités par la compagnie exploitant ce procédé sont tirés d'un rapport sur des expériences faites à l'École des Mines de Columbia College, New-York, par le professeur P. de Pierre Ricketts.

« Expériences faites journellement et prolongées au delà de 6 semaines.

« Les minerais employés pour les essais contenaient du sulfure d'antimoine, de l'oxyde magnétique de fer, des pyrites de fer et cuivre, etc. Quelques-uns n'avaient pas d'or amalgamable directement et ont été traités crus.

« La seconde classe d'essais était faite sur divers types de minerais réfractaires ou difficiles, qui en pratique ont un effet pernicieux sur le mercure et donnent peu d'or, etc.

NATURE DU MINÉRAI TRAITÉ	QUANTITÉ D'OR EXTRAITE PAR L'AMALGAMATION ORDINAIRE	QUANTITÉ D'OR EXTRAITE PAR L'HYDROGÈNE AMALGAMATION
Porphyre décomposé, avec pyrite de cuivre et fer.	\$ 1,49	\$ 1,65
Tailings. Quartz et sulfurets de fer avec or rouillé.	\$ 0,0	\$ 2,58
Minérai quartzeux partiellement décomposé avec sulfure de fer et oxyde de fer.	\$ 10,50	\$ 16,55
Sulfurets de cuivre et fer dans du quartz.	\$ 1,0	\$ 8,89
Terreux et pyriteux.	\$ 0,0	\$ 1,86

La description du procédé Molloy, donnée par le prospectus de la *Hydrogen Amalgam Company London*, insiste beaucoup sur la préservation du mercure et les très faibles pertes de ce métal. Elle donne quelques références intéressantes, de mines de l'Australie du Sud, *United Mexican Mining Co* et *New Zealand A. M. Co*.

La machine actuellement construite par cette société est dite de 50 *pouces*; elle doit passer 10 tonnes de minérai par jour. La force motrice nécessaire pour conduire un amalgamateur avec sa dynamo serait de 1 cheval-vapeur.

Ce procédé n'est que le perfectionnement du premier système proposé par le même auteur, et qui consistait à placer le mercure des tables d'amalgamation ordinaires sur un diaphragme poreux reposant lui-même sur une couche de sable. Ce dernier, imprégné d'une solution de sulfate alcalin, contient des lames de plomb servant d'électrode positive ou anode, le mercure servant de cathode.

Dans ces deux appareils, l'anode en plomb s'oxyde ou se sulfatise et doit être refondue de temps en temps; le mercure se couvre d'hydrogène ou absorbe une petite quantité de métal alcalin, ce qui favorise l'amalgamation.

Procédé Barker. — Ce procédé décrit également dans la *Lumière électrique*, consiste à mettre des plaques amalgamées qui suivent les bocards en relation avec le pôle négatif d'une petite machine dynamo, tandis que des barres de cuivre plongeant dans l'eau sont reliées électriquement au pôle positif. Le cuivre s'oxyde par la décomposition de l'eau.

B. PRÉPARATION PAR VOIE ÉLECTROLYTIQUE D'UN RÉACTIF DESTINÉ A L'ATTAQUE DES MINÉRAIS D'OR

Nous avons vu précédemment l'emploi que l'on fait du chlore et de l'hypochlorite de chaux dans le traitement des minerais d'or. L'hypochlorite de chaux n'étant employé que parce qu'il permet facilement de transporter le chlore aux usines lointaines, on a dû se préoccuper surtout de la production de ce gaz dans les centres industriels éloignés des usines de produits chimiques.

La question semble à peu près résolue, par l'électrolyse, pour les contrées où la force motrice hydraulique est abondante.

Deux procédés principaux sont aujourd'hui appliqués :

1^o Production du chlore par l'électrolyse de l'acide chlorhydrique;

2^o Production des hypochlorites par l'électrolyse du sel marin.

L'électrolyse de l'acide chlorhydrique donne un mélange à volumes égaux de chlore et d'hydrogène.

Les appareils décrits par plusieurs brevets se réduisent en résumé à une cuve inattaquable par le chlore, dans laquelle sont plongées les électrodes. Le pôle négatif sur lequel se dégage l'hydrogène est réalisé par une feuille de plomb; le pôle positif par une lame de charbon de cornue. Les deux pôles sont recouverts par une cloche formée, par exemple, d'un vase sans fond reposant sur le fond de la cuve, et dont l'orifice supérieur muni d'un tuyau sert au dégagement du mélange des gaz.

L'électrolyse se produit théoriquement sous une différence de potentiel de 1,709 volt., mais, pour éviter des appareils encombrants et difficiles à maintenir étanches, il convient de sacrifier un peu de force motrice en augmentant le nombre de volts aux bornes. On peut donc compter sur environ 5 volts. Comme 1 ampère libère en une heure 1^{er},323 de chlore, on obtiendra pour 550 watts par seconde (soit un cheval-vapeur transformé en énergie électrique avec un rendement de 75 %) les résultats suivants :

$$\begin{aligned} 5 \text{ volts} \times 110 \text{ ampères} &= 550 \text{ watts} = 1 \text{ cheval-vapeur} \times 0,75 \\ 1^{\text{er}},323 \times 110 \text{ ampères pendant 1 heure} &= 145^{\text{er}},53 \text{ de chlore.} \end{aligned}$$

Par l'électrolyse industrielle du sel en présence de l'acide sulfurique, on a trouvé dans des essais récents 1^{er},20 de chlore au lieu de 1^{er},33 dégagé par ampère heure.

Le mélange gazeux de chlore et d'hydrogène peut être employé dans la méthode de Plattner en particulier.

Il ne faut pas oublier dans les installations de ce genre que le mélange gazeux

est détonant. L'hydrogène lui-même, qui traverse les appareils sans être absorbé, peut constituer un danger par son mélange avec l'air. Il est donc prudent de placer les appareils dans une halle bien ventilée et il faut interdire l'emploi de lampes ou de bougies près des appareils. La lumière directe du soleil fait également détoner le mélange du chlore et l'hydrogène.

La production du chlore est donc ici subordonnée à la fabrication de l'acide chlorhydrique. Il est vrai qu'on peut dans certaines usines retirer cet acide, comme déchet, des tours de condensation des gaz dégagés dans les moufles de grillage chlorurant, mais c'est là un cas très particulier. En effet, l'acide chlorhydrique ne se forme que grâce à la présence de vapeur d'eau, toujours contenue en petite quantité dans les gaz des fours.

Si l'on ne peut pas utiliser cette ressource, la fabrication électrolytique d'un hypochlorite peut rendre de grands services. L'électrolyse d'une solution de sel marin donne en effet directement une solution d'hypochlorite de soude susceptible d'entrer comme réactif dans une formule de traitement.

La formation d'hypochlorite a lieu seulement à froid; à 100 degrés, il se forme du chlorate, sel dont l'action sur les composés aurifères est nulle en l'absence d'un acide.

Plusieurs grandes usines sont montées actuellement pour fabriquer les hypochlorites, puis les chlorates par ce procédé. L'une d'elles emploie des électrodes positives en platine, les électrodes en charbon se dissolvant assez rapidement et donnant lieu à des frais d'entretien assez élevés.

Dans les divers procédés, qui ont surtout été inventés pour fabriquer des hypochlorites décolorants, on cherche naturellement à produire des solutions d'un degré chlorimétrique élevé. Toutefois, pour le traitement de minerais aurifères, on n'aura généralement pas besoin de solutions aussi concentrées. Il est probable que dans le cas où les minerais contiennent peu de métaux étrangers comme gangues, il suffirait de soumettre les liqueurs salées résiduelles à l'électrolyse, pendant quelques heures, pour les revivifier en les amenant à tenir quelques centièmes d'hypochlorites. Elles seraient alors aptes à dissoudre de nouveau l'or du minerai, sans autre dépense que la force motrice et l'entretien peu coûteux des appareils électriques. En résumé, la fabrication du chlore et des hypochlorites alcalins par l'électrolyse est assez entrée dans la pratique aujourd'hui, pour qu'on puisse l'utiliser dans les traitements métallurgiques des minerais complexes de l'or. Il est même probable qu'on obtiendra les meilleurs résultats en utilisant l'électrolyse à la fabrication de ces réactifs, dans des appareils spéciaux, et non pas en cherchant, comme on l'a essayé souvent, à faire dans le même appareil la fabrication du réactif, l'attaque du minerai, et la décomposition du chlorure d'or formé. En effet, les dispositions d'électrodes qui permettent une fabrication électrolytique peu coûteuse du chlore sont basées sur l'emploi de plaques de grandes dimensions, placées à de faibles intervalles, et par conséquent se prêtent mal aux opérations à faire sur des minerais maintenus en boue fluide par une constante agitation.

C. DÉCOMPOSITION PAR L'ÉLECTRICITÉ APRÈS TRAITEMENT PRÉALABLE DU MINÉRAI

Cette méthode est principalement préconisée pour le traitement de minerais où l'or a été préalablement chloruré. L'électrode négative employée est presque toujours un bain de mercure. L'électrode positive est rongée par le chlore si elle est métallique; on a employé avec succès, pour éviter cette usure, le charbon de cornue, peu attaquable par le chlore.

Dans ce cas, l'action du courant lui-même peut être utilisée pour la chloruration (méthode de Parks). En effet, le chlore qui se dégage à l'électrode positive, si elle est en charbon reste en partie en dissolution dans le liquide. Il peut alors, dans la méthode des pans, attaquer énergiquement le minerai, et produire ainsi le chlorure d'or qui sera décomposé ultérieurement au contact de l'électrode négative de mercure.

Lorsqu'on emploie comme bain une solution de sel marin, l'électrolyse donne du chlore et de l'amalgame de sodium; le sodium, étant restitué à la liqueur sous forme de soude caustique, s'unit au chlore pour donner de l'hypochlorite de soude, dont l'action sur les minerais d'or complexes a déjà été étudiée.

L'action de l'électricité ne se bornant plus ici à la polarisation du mercure, et produisant la décomposition de quantités importantes de réactifs ou de minerais, on ne pourra plus se contenter comme dans le cas précédent de quelques éléments de pile. Il faudra pour obtenir un résultat sérieux employer un courant d'intensité notablement plus fort, produit par une dynamo.

Procédé de Becquerel. — La description complète de ces procédés se trouve dans le Traité d'électricité et de magnétisme de MM. C. et E. Becquerel (1875). M. R. Fontaine (l'Électrolyse) en donne un résumé dont nous extrayons les détails suivants :

Les minerais d'or, argent, etc., étaient préalablement chlorurés énergiquement. Repris par une dissolution concentrée de sel marin, additionné de sel de cuivre si le minerai n'en contient pas, ils étaient lessivés et donnaient une liqueur contenant ces métaux précieux. Cette liqueur était soumise, dans un appareil spécial, au courant fourni par des couples voltaïques composés de zinc, fer ou plomb comme métaux oxydables, de cuivre, charbon ou fer-blanc comme cathodes. Les métaux oxydables étaient placés dans des vases poreux remplis d'eau salée, formant ainsi un véritable appareil galvanoplastique simple.

La source d'électricité employée par Becquerel était évidemment insuffisante et trop coûteuse; mais il est très remarquable de constater que le résultat de ses dix ans de recherches a été précisément de séparer en 2 temps la méthode préconisée actuellement par tant de brevets, et qui consiste toujours à faire simultanément la chloruration et le dépôt des métaux précieux dans un seul appareil.

La force électromotrice peu élevée de ses couples voltaïques produisait en résumé l'effet bien connu des méthodes ordinaires par cémentation; toutefois, le

choix des métaux placés aux anodes solubles permettait de limiter le travail chimique à la seule précipitation des métaux précieux.

Procédé de Parks. — Le procédé de Parks est basé sur les principes qui précèdent. Le minerai est maintenu en suspension dans une dissolution de sel marin par un agitateur tournant dans un pan en bois. Cet agitateur porte des tiges de charbon de cornue qui sont mises en communication avec le pôle positif d'une machine dynamo-électrique. Le fond du pan porte une rainure circulaire pleine de mercure, et contenant une quantité de ce métal assez grande pour absorber, en restant liquide, les métaux précieux de la charge. Ce mercure est mis en communication avec le pôle négatif de la machine dynamo-électrique. Le minerai est ordinairement chloruré au préalable par grillage chlorurant. Le chlorure d'or et le chlorure d'argent soluble dans l'eau salée sont décomposés par le courant et donnent leur métal au mercure, tandis que le chlore se dégage sur les anodes de charbon.

L'appareil est en outre chauffé par un jet de vapeur d'eau. Pour les minerais d'or parfaitement chlorurés, il est inutile d'employer l'eau salée.

A la fin de l'opération, on recueille l'eau salée par décantation pour une opération suivante.

Procédé de Cassel. — Le procédé de Cassel (Eissler, *The Metallurgy of Gold*) se rapproche beaucoup du procédé de Parks. Il en diffère par la suppression du mercure à l'électrode négative.

L'appareil électrolyseur est constitué par un large tonneau tournant autour d'un axe horizontal, sur la surface intérieure duquel sont rangées un certain nombre de barres de charbon dur. Ces barres forment l'anode, et sont reliées métalliquement avec le pôle positif de la machine électrique.

L'axe du tonneau le traverse horizontalement; il est en fer creux, percé d'un grand nombre de trous, et recouvert par une toile d'amiante; il est relié au pôle négatif de la machine; une vis d'Archimède, placée dans l'intérieur du tube formant l'axe, amène à l'extérieur tous les dépôts formés dans le tube. Ce dernier, au sortir du tonneau, traverse un presse-étoupes et communique ainsi avec un bac dans lequel se réunissent ces dépôts.

Le tonneau est chargé de 4 à 5000 livres de minerai, additionné d'eau et de sel. On donne un mouvement lent de rotation, soit 8 à 10 révolutions par minute.

Le courant électrique, étant lancé dans l'appareil, décompose le sel en donnant du chlore et de la soude caustique.

Le chlore se dégage sur les charbons, au milieu de la masse du minerai, la soude se dégage avec l'hydrogène sur le fer de l'axe.

Le chlore attaque l'or contenu dans le minerai, le dissout, et bientôt l'or vient se déposer à travers la toile d'amiante sur le tube en fer axial. L'or pulvérulent pénètre par les trous dans l'intérieur de l'axe et en est extrait facilement par la vis d'Archimède.

L'opération serait facilitée par l'addition d'un peu de chaux vive au minerai,

cette base servant, paraît-il, à neutraliser l'excès d'acide chlorhydrique formé dans des réactions secondaires.

Les minerais traités sont surtout des pyrites grillées.

Procédé Designolles. — Ce procédé fut classé par son auteur parmi les méthodes électrolytiques. Il consiste essentiellement dans l'emploi de la réaction du fer métallique sur les minerais précieux préalablement réduits en boue et additionnés de bichlorure de mercure.

Le sel mercurique donne au contact du fer un précipité de mercure; les globules de mercure forment avec le fer un couple galvanique dans lequel le mercure remplit exactement les conditions précédemment énoncées au sujet des procédés Molloy, etc. L'amalgamation de l'or libre ou à l'état de sels est activée par cette action électrique.

En pratique, l'appareil Designolles est réalisé par un tonneau en fonte de 2 mètres de long sur 1 mètre de diamètre autour de son axe horizontal. Le minerai bien porphyrisé est chargé avec 500 kilogrammes de boulets de fonte et la quantité de sel mercurique nécessaire. On a ajouté l'eau nécessaire pour faire passer le minerai à l'état de boue liquide.

Après un temps de rotation du tonneau suffisant pour achever la réaction, temps qui dépend de la nature du minerai, on remplace la porte de chargement du minerai par une grille qui empêche les boulets de tomber; on fait tourner le tonneau pour amener cette grille à la partie inférieure, et, à l'aide d'un jet d'eau arrivant par l'axe, on fait écouler la pulpe dans deux malaxeurs accouplés.

Une partie du mercure se réunit au fond de ces appareils, dont le premier se déverse dans le second par un tube placé au-dessous du niveau du liquide et au-dessus du fond garni de mercure, pour éviter le flottage des globules de mercure.

La pulpe délayée se rend ensuite sur des plaques de cuivre amalgamé disposées en forme de cônes inverses empilés verticalement dans une armoire cylindrique en tôle fermant à clef. L'amalgame se réunit sur ces plaques.

La chloruration préalable du minerai, surtout lorsqu'il est auro-argentifère, active évidemment beaucoup les réactions et donne des résultats meilleurs qu'avec le procédé simple.

Ce procédé a donné les résultats suivants sur des minerais de Hail-Mine (Caroline du Sud).

Le minerai était d'abord passé au bocard, amalgamé dans le moulin à or, puis concentré dans des concentrateurs donnant d'une part des *sulphurets* aurifères sans or libre, d'autre part des slimes pyriteux.

Les pyrites de fer simplement grillées sans sel ont donné dans l'appareil Designolles les résultats suivants :

En 10 jours on a traité 250 tonnes tenant en moyenne 3,5 à 4 dollars d'or par tonne; le résidu (ou stériles rejetés) tenait en moyenne 0,24 par tonne; le résidu le plus riche tenait 0,60 dollar.

Le prix de revient de l'amalgamation était de 0,40 dollar par tonne, y compris les pertes en mercure.

Dans une autre série d'essais, on a traité 60 tonnes de minerai de Nagy-Banya (Hongrie).

Le minerai a été traité après grillage. Les essais ont donné d'après l'analyse :

	DANS LE MINERAI	DANS LES STÉRILES	DANS L'AMALGAME
Or.	0 ^{kg} ,170	0 ^{kg} ,5	0 ^{kg} ,110
Argent.	28 ^{kg} ,399	8 ^{kg} ,40	28 ^{kg} ,459
Cuivre.	103 ^{kg} ,200
Plomb.	2 ^{kg} ,200
Fer	4 ^{kg} ,800

On a obtenu plus d'argent par le procédé industriel que par l'analyse, fait assez fréquent dans ces traitements.

La quantité de cuivre retirée dans l'amalgame est importante.

La quantité de cuivre, fer, plomb retirée du minerai par le procédé Designolles montre évidemment le danger qu'il y aurait à augmenter sans mesure l'action électrolytique sur certains minerais. Les minerais riches en cuivre et plomb donneraient facilement des amalgames impossibles à traiter et même à recueillir industriellement. La perte en mercure serait certainement importante.

Designolles donne ainsi les frais de traitement par tonne des minerais de Nagy Banya :

	Francs.
Grillage, y compris le sel.	20 »
Tamissage et amalgamation.	3,75
Régénération du bichlorure	1,25
Perte en mercure 0 ^{kg} ,500 par tonne.	2,50
Distillation et raffinage.	1,25
	<hr/>
	28,75

D. DISSOLUTION PAR ÉLECTROLYSE D'UN COMPOSÉ AURIFÈRE LAISSANT L'OR INATTAQUÉ

Les procédés qui rentrent dans cette catégorie sont principalement employés pour l'affinage électrolytique des cuivres noirs ou du plomb. On a décrit néanmoins un procédé d'affinage des alliages de cuivre, d'argent et d'or, qui n'a pas encore été, à notre connaissance, appliqué sur une grande échelle.

Tous ces procédés sont fondés sur le principe de l'électrolyse avec anode soluble, que nous avons décrit théoriquement plus haut.

a. AFFINAGE ÉLECTROLYTIQUE DES CUIVRES NOIRS.

On trouvera dans les traités d'électricité spéciaux¹ la description complète des procédés d'affinage du cuivre et du plomb par l'électricité.

L'or et l'argent réunis avec les impuretés des métaux affinés sont concentrés dans une boue recueillie soit au fond des bacs d'électrolyse, soit dans des sacs de mousseline enveloppant les anodes solubles. Ces résidus riches sont traités par les procédés ordinaires de la métallurgie, et rentrent alors dans les formules que nous avons données d'autre part.

Le traitement électrolytique du cuivre auro-argentifère est appliqué en grand à Hambourg (Nord Deutsche Affinerie), à Biache-Saint-Waast (Æschger-Mœsdach), à Birmingham (Elliot's Metal Co), etc.

Bien que les détails de ce procédé soient tenus assez secrets, on peut toutefois en indiquer les grandes lignes².

Chaque appareil électrolyseur est formé par une cuve rectangulaire, en bois souvent doublé de plomb, remplie d'une solution de sulfate de cuivre légèrement acide.

La densité de la solution varie de 15° à 20° B.; à Biache-Saint-Waast elle est de 19°.

La cuve mesure à Biache Saint Waast 3 mètres de longueur \times 1 mètre de largeur \times 0^m,80 de profondeur. Les parois ont 0^m,07 d'épaisseur et sont doublées de plomb.

Perpendiculairement à la longueur sont rangées les électrodes, suspendues verticalement dans le bain par leurs attaches métalliques.

Le cuivre noir à traiter est amené à la teneur de 95 %.

Les anodes en cuivre noir sont formées par des plaques, fondues au moule, d'environ 0^m,90 de large sur 0^m,95 de haut, un peu plus épaisses dans la partie haute (15 millimètres) que dans la partie basse (10 à 8) toujours moins vivement attaquée.

Les cathodes sont formées par des plaques minces en cuivre laminé très pur.

On dispose ainsi dans le bain un grand nombre de plaques, les anodes alternant avec les cathodes, jusqu'à réaliser des surfaces d'électrodes importantes; toutes les anodes sont réunies métalliquement à un pôle, les cathodes à l'autre.

A la Raffinerie Hilarion Roux, à Marseille, on avait 22 mètres carrés d'anodes dans chaque bain, avec une distance de 5 centimètres séparant les anodes des cathodes. A Birmingham, la surface est de 2^mc,80, la distance étant de 0^m,06. A Hambourg, la surface est de 15 mètres carrés, la distance des plaques 0^m,065.

La résistance des bains, avec ces grandes surfaces d'électrodes est très faible. A l'affinerie d'Hambourg elle n'est que de 0,000084 ohm par bain, possédant 15 mètres carrés de surface d'anodes, la distance entre les électrodes

1. H. Fontaine, *l'Électrolyse*; H. Ponthière, *l'Électrochimie et l'Électrométallurgie*, etc.

2. A. Fontaine, *l'Électrolyse*.

étant de 0^m,065. 120 bains sont couplés en tension et sont parcourus par le courant fourni par 2 machines Gramme couplées en tension tournant à 1500 tours et donnant un courant total de 300 ampères maximum, sous une différence de potentiel de 27 volts, en absorbant 12 chevaux-vapeur. La force électromotrice aux bornes des cuves est donc de $\frac{27}{120} = 0,225$ volt. L'intensité du courant utilisé est de 265 ampères.

Comme chaque ampère libère par heure 1^{gr},18 de cuivre, on produit par heure

$$1^{\text{gr}},18 \times 265 \text{ ampères} \times 120 \text{ bains} = 37^{\text{k}},440$$

de cuivre électrolytique, soit environ 900 kilogrammes par 24 heures.

Les métaux précieux et le plomb (à l'état de peroxyde) tombent en poudre avec les impuretés au fond des cuves où on les recueille. Une partie reste adhérente sur les anodes solubles qui sont soigneusement brossées et lavées dans une cuve spéciale lorsqu'on en voit la nécessité.

Ces boues sont traitées comme minerais riches par une quelconque des méthodes connues.

La réussite des opérations dépend d'un certain nombre de précautions enseignées par la pratique.

1° La liqueur des bains doit être aussi pure et aussi homogène que possible. On lui assure cette qualité par la circulation continue d'un bout à l'autre de la série des bains, et par le renouvellement périodique d'une partie de la liqueur en circulation. L'analyse journalière des liqueurs, et la surveillance constante par l'aréomètre permettent facilement ce contrôle important.

2° La distance entre les électrodes ne doit pas être inférieure à 4 ou 5 centimètres. Elle dépend de la hauteur des plaques. On a en effet remarqué que les particules des métaux précieux détachées, par l'attaque, de la partie supérieure de l'anode, venaient facilement, en tombant lentement dans le liquide, se coller sur les aspérités du cuivre électrolytique déposé sur la cathode. Là elles sont rapidement empâtées par le cuivre, et disparaissent finalement avec lui.

On a essayé dans plusieurs installations de prévenir cette perte en entourant les anodes de sacs en mousseline; mais comme en réalité la distance de 5 à 6 centimètres entre les anodes et les cathodes est commandée d'autre part par la facilité de manœuvre et d'attache de ces plaques, on n'emploie plus guère ce procédé.

3° La différence de potentiel à maintenir aux bornes de chaque cuve ne doit pas dépasser 0,3 volt. Au-dessus de cette limite l'argent commence à passer sur le cuivre électrolytique; d'autre part on ne peut pas augmenter la densité de courant — ou le nombre d'ampères par mètre carré d'anodes, — sans nuire à la qualité du dépôt cuivreux, qui constitue en réalité le principal résultat des opérations.

Le prix de revient de l'affinage du cuivre est représenté par le tableau suivant, d'après Fontaine.

USINES	DÉPENSES PAR TONNE DE CUIVRE AFFINÉ					
	INTÉRÊT DU CAPITAL ENGAGÉ	DÉPENSE DE FORCE MOTRICE	DÉPENSE D'ENTRETIEN	MAIN D'ŒUVRE	FRAIS GÉNÉRAUX	TOTAL
	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.
Hilarion Roux, à Marseille. . . .	78,80	112,00	18	72	108	388,80
Norddeutsche Affi- nerie, à Hambourg.	64,55	39,50	12	40	40	196,05
Elliots Metal Co., à Birmingham. .	35,95	180,00	30	57,75	57,75	361,45

On voit donc que le traitement électrolytique des cuivres noirs auro-argentifères ne peut pas être appliqué avantageusement à des cuivres de bonne qualité contenant moins de 3 à 400 francs de métaux précieux par tonne. Cette limite pourrait être abaissée si la force motrice était peu coûteuse. La véritable raison de ce traitement réside dans la possibilité de transformer en cuivres chimiquement purs des cuivres noirs arsenicaux et antimonieux dont le traitement par les méthodes ordinaires serait très onéreux et ne donnerait que très difficilement un métal de 1^{re} qualité.

Les frais du traitement doivent être payés par la plus-value du cuivre pur produit et par la valeur des métaux précieux recueillis.

Ces frais sont augmentés dans une assez forte proportion par l'intérêt du capital important qui doit être engagé dans le stock de métal présent dans les bains. En effet, pour une production journalière d'une tonne de cuivre raffiné, il faut compter sur un poids total de 150 tonnes de cuivre dans les bains, soit sur un approvisionnement d'au moins 200 tonnes dans l'usine.

Le prix de revient de la tonne est donc grevé, du seul fait de cet approvisionnement, d'une somme de 50 à 60 francs.

b. RAFFINAGE ÉLECTROLYTIQUE DES PLOMBS.

Procédé Keith. — Le raffinage électrolytique des plombs est pratiqué à New-York par l'*Electro Metal Refining Co* suivant le procédé Keith.

Le plomb est traité, comme le cuivre, dans des bacs rectangulaires garnis de plomb à raffiner en plaques verticales, séparés par des cathodes en plomb pur, formées de lames minces.

Le bain est une solution de sulfate de plomb dans l'acétate de soude, chauffée à 58° C.

Les métaux tels que le fer et le zinc restent en solution ou se précipitent à l'état d'oxydes facilement séparés du métal par la fusion.

L'or, l'argent, l'antimoine restent sur l'anode, où on les recueille dans des

sacs en mousseline. Ce résidu riche est mélangé avec du borax et du nitrate de soude, séché, puis fondu au creuset. L'antimoine passe dans la scorie, l'or et l'argent forment un culot métallique au fond du creuset.

Les bains contiennent chacun 50 anodes de 16 kilogrammes et mesurant $1^m,22 \times 0^m,38 \times 0^m,003$. On produit 10 tonnes par 24 heures avec 12 chevaux de force motrice, dans un atelier contenant 48 cuves semblables. L'analyse des produits donne les résultats suivants :

	Plomb brut.	Plomb raffiné.
Plomb.	96,3600	99,9
Argent.	0,5544	0,000068
Cuivre.	0,310	0,0
Antimoine.	1,070	traces
Arsenic.	1,22	traces
Zinc, fer, etc.	0,4866	0,0

D'après le professeur Barker, le prix de revient de l'opération ne serait que de 10 francs par tonne, alors que le prix de revient du traitement actuel par voie sèche est d'environ 30 francs par tonne.

C. TRAITEMENT ÉLECTROLYTIQUE DES MATTES.

La transformation directe des mattes cuivreuses en cuivre électrolytique fournit encore un procédé d'extraction des métaux précieux, par séparation de ces derniers à l'état de résidu du traitement.

Procédé Marchese. — Ce procédé est appliqué à l'usine de Casarza (Sestri Levante, Italie); il est décrit comme suit par H. Ponthière (*L'Électrochimie et l'Électro-métallurgie*).

Les minerais sont fondus pour matte contenant 34,7 de cuivre, 38,6 de fer, 25,3 de soufre.

La matte est coulée en partie en plaques destinées à servir d'anodes solubles dans le bain. Le reste de la matte est grillé, son lessivage par l'eau acidulée donnant du sulfate de cuivre pour les bains.

Les bains sont montés en série sur le circuit d'une dynamo; la liqueur circule constamment d'un bain à l'autre, et se charge peu à peu du fer de la matte. L'oxydation du fer fournit la plus grande partie de l'énergie électrique consommée. Au pôle négatif se dépose du cuivre pur. La force électromotrice nécessaire à chaque bain est de 0,45 volt.

La solution appauvrie en cuivre est enrichie plusieurs fois sur les mattes grillées, jusqu'à ce que sa teneur en sulfate de fer soit trop considérable.

Elle est alors débarrassée du cuivre par cémentation, fournissant ainsi du cuivre de seconde qualité; puis elle est mise à cristalliser pour vitriol vert.

Les anodes en matte se dissolvent peu à peu, laissant tomber au fond des bacs

le soufre pulvérulent, les métaux précieux inattaqués ainsi que le plomb sulfatisé, etc. Un excès de matte non décomposée, en petits fragments, augmente ce dépôt.

Le résidu, très riche en soufre, est grillé; l'acide sulfureux produit est conduit dans des chambres de plomb où il est transformé en acide sulfurique. Une partie de cet acide sert à reconstituer les bains; cette partie correspond à la quantité d'acide perdue par la formation du sulfate de fer, l'excédent est vendu.

Le résidu du grillage est formé par les oxydes de cuivre et de fer et par les métaux précieux. Il peut être épuré par l'acide sulfurique dilué qui ne laisse que les métaux précieux, le sulfate de plomb et les impuretés.

Une des difficultés de ce procédé consiste dans l'attaque imparfaite de la matte. Cette dernière ne se dissout pas comme un métal homogène; de nombreux cristaux se détachent par l'action lente de l'attaque, et tombent avec le soufre dans les résidus. Il y a donc un déchet important dans ces résidus qui doivent être traités de nouveau.

Néanmoins ce remarquable procédé ouvre une voie nouvelle dans laquelle s'est déjà engagée la Société anonyme de « Stolberg et de Westphalie » à Stolberg.

Cette Société traite, par le procédé Marchese, des mattes à 60 % de cuivre, 8 % de fer, contenant en outre du plomb et de l'argent.

L'usine installée en 1885 peut produire 5 à 600 kilogrammes de cuivre par jour. Elle contient 58 bassins, garnis chacun de 20 anodes mesurant 6400 centimètres carrés, pesant chacune 125 kilogrammes. La force motrice nécessaire serait d'environ 50 chevaux-vapeur.

Le résidu de plomb sulfaté contenant les métaux précieux est traité pour plomb riche par les méthodes ordinaires.

La Société a été amenée à adopter cette méthode, par suite du prix peu élevé qu'elle trouvait pour ses mattes plumbeuses et impures.

d. AFFINAGE DES MÉTAUX PRÉCIEUX.

Procédé Atkins. — Dans cette méthode on entraîne l'argent en dissolution en même temps que le cuivre, par la simple augmentation de la différence de potentiel établie entre les deux bornes de l'appareil. Dans l'affinage du cuivre, au contraire, on laisse l'argent insoluble, en maintenant cette différence de potentiel en dessous de 0,5 volt (Hugon). On peut donc dans une solution de sulfate de cuivre servant d'électrolyse, dissoudre le cuivre et l'argent à l'anode soluble et les précipiter à la cathode (une différence de potentiel de 1 volt est suffisante pour entraîner tout l'argent). Puis ce mélange des deux métaux peut être traité par un courant moins fort pour dissoudre le cuivre et laisser l'argent inattaqué. C'est ce procédé qui a été appliqué par Atkins en Angleterre. Il serait même parvenu à ne faire précipiter que le cuivre, dans la première électrolyse, en entourant le pôle négatif d'un vase poreux plein d'une dissolution de sulfate de cuivre.

Dans ce cas, la dissolution des sulfates d'argent et de cuivre, d'où on a retiré

l'or par décantation, est soumise à l'action du cuivre métallique qui précipite l'argent.

Ce procédé d'affinage des métaux précieux n'a pas reçu encore à notre connaissance d'applications industrielles étendues.

Procédé Mœbius. — Le procédé Mœbius est appliqué à l'affinage de l'argent aurifère ou *doré silver* produit directement dans le traitement des minerais d'argent.

La séparation est effectuée par électrolyse¹, sous une différence de potentiel d'environ un volt, dans une liqueur contenant des azotates d'argent et de cuivre, et un peu d'acide azotique libre.

L'argent et le cuivre de l'anode soluble entrent d'abord en dissolution pendant que l'or, le platine et les peroxydes de plomb et d'antimoine restent insolubles et sont retenus par un sac de mousseline paraffinée qui entoure l'anode. L'argent se précipite alors en aiguilles cristallines sur la cathode formée d'une feuille d'argent pur laminé. Ce précipité est constamment enlevé par des brosses et raclettes animées d'un mouvement vertical alternatif et il tombe au fond du bain.

Le cuivre reste en solution si la liqueur est assez riche en azotate d'argent et acide azotique.

On peut précipiter tout l'argent de la solution en remplaçant l'anode soluble par une anode en charbon; enfin, on peut précipiter en partie le cuivre dissous après le départ de l'argent en augmentant la force électromotrice et remplaçant les cathodes d'argent par des cathodes de cuivre.

Les détails de l'installation et du fonctionnement de l'atelier d'affinage de la mine de Pinos Altos (Mexique)², permettent d'apprécier les services que peut rendre cet intéressant procédé et d'en bien comprendre le maniement; nous les donnerons donc succinctement.

Le *doré silver* contient 800 à 900 d'argent et 25 à 50 d'or pour 1000 parties. Les frais d'affinage à l'étranger étant augmentés de droits d'exportation importants, la mine a trouvé un grand avantage à faire sur place la séparation de l'or et de l'argent.

L'argent aurifère est fondu en plaques minces de 0^m,25 de longueur, 0^m,20 de largeur, 0^m,005 à 0^m,006 d'épaisseur; ces plaques constituent les anodes solubles de l'appareil électrolyseur qui est disposé de la manière suivante:

Un grand bac de 3^m,60 de longueur, 0^m,60 de largeur et 0^m,50 de profondeur est divisé en 7 compartiments formant chacun un élément. Les joints sont faits au caoutchouc pour prévenir toute fuite.

Dans chaque élément sont placées verticalement quatre plaques d'argent pur formant cathodes et, entre elles, trois anodes de *doré silver* constituées chacune par deux plaques juxtaposées de ce métal. La largeur de l'anode est ainsi de 0^m,40 sur une hauteur de 0^m,25. Cette paire de plaques est entourée

1. *The Art of electrolytic separation of metals*, par G. Gore. Londres, 1890.

2. *The Engineering and Mining Journal*, 9 mai 1891.

d'un sac en mousseline tendu sur un cadre de bois recouvert de caoutchouc dur.

Sous les électrodes est placée, au fond de l'élément, une boîte dont le fond perforé est recouvert d'une toile d'amiante. Ce fond est fixé à charnière d'un côté, et de l'autre il est maintenu par une cheville mobile.

Les électrodes sont constamment frottées par des brosses et raclettes mobiles dont le mouvement contribue à l'entretien de l'homogénéité de la liqueur.

Tout ce matériel est suspendu à un treuil et peut être entièrement retiré de la cuve, de façon qu'il ne reste plus que le liquide dans cette dernière.

La solution peut être formée dans la batterie même en commençant l'électrolyse au moyen d'une solution contenant 1 % d'acide nitrique; il suffit d'ajouter de l'acide au fur et à mesure de l'enrichissement en cuivre de la solution.

Lorsque la liqueur est trop chargée de cuivre, elle est renouvelée en partie avec de l'eau acidulée, la liqueur cuivreuse et argentifère étant employée avec succès dans les pans d'amalgamation pour remplacer le sulfate de cuivre.

L'argent se dépose en aiguilles épaisses et arborisations qui croissent rapidement sur la cathode, de sorte qu'on doit les faire tomber constamment pour éviter les courts circuits. Par contre, l'usage des brosses permet de rapprocher beaucoup les électrodes, ce qui réduit la résistance de chaque élément et par suite la surface métallique nécessaire. Il en résulte que la quantité de métal immobilisé est très faible.

L'essayeur de la mine et son aide font tout le travail.

Chaque jour on retire l'or et l'argent précipités. Pour cela, on relève tout l'appareil hors du bac au moyen du treuil; on amène sous chacune des boîtes à fond mobile une cuve portée sur roues, contenant un faux fond avec filtre, et on y fait tomber l'argent; on lave sommairement le précipité sur le filtre et on le fond après l'avoir fait sécher. L'argent titre 999 à 1000 de fin.

On renverse également le cadre contenant l'or dans un baquet plein d'eau muni d'un filtre. On lave l'or sur le filtre, à plusieurs reprises, puis on le sèche et on le fond.

Le courant employé est de 170 ampères et 8 volts, soit 3,5 chevaux-vapeur. Les 7 éléments étant montés en tension, chaque élément consomme 1^{volt} 125, y compris la résistance extérieure des câbles et connexions.

La production journalière est de 3 500 à 4 000 onces de *doré silver* raffiné; la quantité immobilisée dans l'appareil égale deux fois à deux fois et demie ce poids; enfin la solution et les rebuts d'anodes à refondre contiennent environ 1 500 onces d'argent.

Le coût de l'opération ne dépasse pas 0 fr. 016 par once, bien que la mine soit à 100 milles du chemin de fer et reliée à la station par un chemin muletier.

La *Saint-Louis Smelting and Refining Co* emploie le même procédé, et raffine journallement 50 000 onces de *doré silver*, moyennant une dépense de 0 fr. 005 par once. Cette installation a coûté 7 500 dollars (non compris le bâtiment et la force motrice de 15 chevaux); les cathodes d'argent non comptées dans ce prix ont une valeur d'environ 6 000 dollars.

Enfin, la *Pennsylvania Lead Co* à *Pittsburg* travaille par ce même procédé 30 000 à 40 000 onces par jour.

Ces exemples intéressants montrent combien l'électrolyse peut rendre d'importants services dans l'affinage des métaux précieux. Ils mettent en lumière également une particularité sur laquelle nous insistions au début de ce chapitre, c'est-à-dire la faible quantité de force motrice nécessaire pour le travail électrolytique des métaux précieux.

Il est facile de vérifier, en effet, que dans les trois installations précitées, la valeur du métal travaillé annuellement dépasse 160 millions de francs, tandis que la force motrice employée n'atteint pas 40 chevaux-vapeur.

BIBLIOGRAPHIE

INDEX ALPHABÉTIQUE DES AUTEURS

CONSULTÉS POUR LA RÉDACTION DE LA « MÉTALLURGIE DE L'OR »

A

- ACADÉMIE DE FREYBERG. *Jahrbuch für Berg und Hüttenwesen*. Freyberg, 1827 à 1891.
AGRICOLA. *De re metallica*, Bâle, 1556.

B

- BALLING. *Grundriss der Electrometallurgie*. Stuttgart, 1888.
BARBA. *Métallurgie*. Paris, 1751.
BATCHETT. *Expériences et observations sur l'or*. Paris, 1804.
BORNEMANN ET BRUNO KERL. *Berg und Hüttenmännische Zeitung*. Freyberg, 1850, etc.

C

- CRAMER. *Principes de métallurgie et docimasie*, Blankenburg, 1774.

D

- JARRET. *L'Art de dorer le bronze*. Paris, 1818.
DEBORN. *Amalgamation des minerais d'or et d'argent*. Vienne, 1786.
DELESSE. *Gisement et exploitation de l'or en Australie*. Paris, 1853.
DOUAN. *Inoxydation, dorure et platinage des métaux*. Paris, 1880.

E

- EGLESTON (TH.). *Parting gold and silver in California*. New-York, 1877.
— *Treatment of gold quartz in California*. Londres, 1881.
— *The cause of rustiness and of some of the losses in working gold*. New-York, 1881.
— *The progress of the metallurgy of gold and silver in United States*. New-York, 1882.
— *Leaching gold and silver ores in the West*. New-York, 1885.
— *Some researches on the amalgamation of gold and silver*. New-York, 1884.
— *Parting gold and silver by means of iron at Lautenthal*. New-York, 1885.

- EGLSTON (TH.). *The separation of silver and gold from copper at Oker.* Washington, 1885.
 — *Leaching gold ores containing silver.* Londres, 1886.
 — *Treating gold and silver at the United States Mint.* Londres, 1886.
 — *Treatment of gold in the Arastra.* New-York, 1887.
 — *The metallurgy of silver, gold and mercury in the United States.* Londres, 1887-1890.

F

- FONSECA. *Mémoire sur l'amalgamation chilienne.* Paris, 1872.
 FOURNEZ. *Traitements des cuivres noirs à Sangerhütte.* Manuscrit.
 DE FRANCE (CH.). *Extraction par voie humide du cuivre, de l'argent et de l'or.* Bruxelles, 1882.
 FREIBERH (OTTO). *OEstereich, Zeitschrift für Berg. und Hüttenwesen.* Vienne, 1853 et suiv.

H

- HOLZDUL. *Remarques sur l'or des mines de Saxe.* Penig, 1805.
 HUGON. *Étude sur le raffinage électrolytique du cuivre noir.* Paris, 1885.
 DE HUMBOLDT. *Sur la production de l'or.*

J

- JOURNAUX :
Annales des Mines. Paris, 1816 à 1891.
Boletin oficial de minas. Madrid, 1844-1845.
Bulletin de l'Association amicale des anciens élèves de l'École des mines.
 Paris, 1869 et suiv.
The Engineering and mining journal. New-York.
Journal des mines de Russie. 1832 à 1835.
La Minería, 1845.
Moniteur scientifique du docteur Quesneville. 4^e série, t. V, mars et octobre 1891.
Revista minera y metalurgica. Madrid.

K

- KARSTEIN. *Metallurgie.* Breslau, 1818.
 KERL (BRUNO). *Die Hammelsberger Hüttenprocesse,* Clausthal, 1861.
 — *Muspralls Chemie. Dictionnaire encyclopédique de Chimie.* Bruuswick, 1888-1891.
 — *Grundriss der Allgemeinen Hüttenkunde.* Leipsick, 1879.
 KIESSLING. *Metallurgie.* Dresde, 1841.
 KÖHLER ET HOFFMANN. *Nouveau Journal des mines.* Freyberg, 1795 à 1804.
 KÖHLER. *Journal des mines de Freyberg.* Freyberg, 1788 à 1793.

L

- LANDEIN. *De l'or.* Paris, 1850.
 LE VERRIER (Urbain) *Cours de métallurgie à l'École des Mines de Saint-Étienne* (autogr.).
 LOCK (A.-G.). *L'or, ses gisements et extraction* (avec une importante bibliographie).
 Londres, 1882.

M

- MARCHESE. *Traitement électrolytique des mattes cuivreuses au Stolberg.* Gênes, 1885.

O

- ORSCHALL. *Séparation de l'argent et du cuivre.* Francfort, 1690.
 ORTMANN. *Histoire de l'amalgamation en Saxe.* Freyberg.
 OVERMAN (F.). *A treatise on Metallurgy.* New-York, 1868.

P

- PERCY. *Métallurgie, or et argent.* Londres, 1880.
 PHILLIPS. *Encyclopedia Metropolitana, Metallurgy.* Londres, 1854.
 POUCHET. *Le nouveau titre des matières d'or et d'argent.* Rouen, 1798.

R

- RAMMELSBERG. *Lehrbuch der chemischen Metallurgie.* Berlin, 1850.
 RESTREPO. *Estudio sobre las minas de oro y plata de Columbia.* Bogota, 1884.
 RIVOT. *Principes généraux du traitement des minerais métalliques.* Paris, 1859.
 — *Nouveau procédé de traitement des minerais d'or et d'argent* (manuscrit à l'École des Mines de Paris). Paris, 1848.

S

- SAUVAGE. *Notice sur la méthode de traitement des minerais d'or et d'argent à l'usine de Black-Hawk (Colorado).* Paris, 1875.
 SCHLUTER. *Principes de métallurgie et docimasia.* Brunswick, 1738.
 SONNESCHMIED. *Traité sur l'amalgamation.* Ronneburg, 1811.
 — *L'amalgame espagnol.* Leipsick, 1811.

T

- TAYLOR. *Records of mining.* Londres, 1829.
 TENNER. *Berg und Hüttenmännisches Jahrbuch* Vienne, 1851 à 1891.

V

- VALERIUS. *Éléments de métallurgie.* Ulm, 1768.
 VARGAS (l'Évez de) *Métallurgie.* 1743.

W

- WATT. *Electrometallurgy practically treated.* Londres, 1889.
 WINCKLER. *L'amalgamation en Europe.* Freyberg, 1833-1848.

Z

- ZOPPETI. *L'elettrolisi in metallurgica.* Milan, 1885.

TABLE DES MATIÈRES

TROISIÈME PARTIE

L'OR DANS LES CENTRES DE TRAVAIL DE L'INDUSTRIE

DEUXIÈME SECTION

TRAITEMENT DES MINÉRAIS AURO-ARGENTIFÈRES

INTRODUCTION	Pages. 1
------------------------	----------

CHAPITRE PREMIER

TRAITEMENT DES MINÉRAIS AURO-ARGENTIFÈRES PAR VOIE D'AMALGAMATION

§ 1. — Exposé des méthodes.

a. Principes généraux	3
b. Principes de l'amalgamation directe	4
Nature du minerai (4). — Réactions utilisées (4). — Réactifs employés. Magistral et sulfate de cuivre (5). — Action du mercure (6). — Influence de la nature du métal réactif (7). — Réactions utilisées (8). — Réactions nuisibles (9). — Conditions du grillage chlorurant (9).	

§ 2. — Fabrication des réactifs employés dans l'amalgamation.

a. Préparation du magistral	10
b. Fabrication du sulfate de cuivre à l'aide du ciment	11
Lavage du ciment (12). — Oxydation du ciment (12). — Dissolution du ciment oxydé (13). — Dépôt des liqueurs saturées (13). — Précipitation du sulfate de cuivre en petits sels ou première cristallisation (14). — Essorage des petits sels ou du sulfate en neige (14). — Dissolution du sulfate en neige pour deuxième cristallisation (14). — Deuxième cristal- lisation (15). — Résidus de fabrication (15). — Eaux mères impures (15).	

c. Fabrication du sulfate de cuivre à l'aide de vieux cuivre	16
Fonte et affinage (16').	

§ 5. — **Description et fonctionnement des appareils d'amalgamation.**

Classification des appareils (16).

A. <i>Appareils hispano-américains</i>	17
Appareils de broyage (17). — Patio (18). — Appareils de lavage et de concentration de l'amalgame (18). — Cazo ou fondon (19).	
B. <i>Appareils européens</i>	19
Tina ou tinette norvégienne (20). — Tonneaux d'amalgamation (20).	
C. <i>Appareils américains</i>	21
a. Appareils de broyage	22
Concassage (22). — Concasseau Dodge (22). — Bocardage (25). — Mortiers pour broyage à l'eau (25). — Mortiers pour broyage à sec (26). — Grilles (27). — Quantité d'eau (28). — Mode de travail des bocards (28). — Bacs de dépôt (28).	
b. Pans ou moulins à cuves	29
Destination et constitution générale des pans (29). — Cuve et meule dormante (30). — Meule tournante ou <i>muller</i> (30). — Mode de chauffage (50). — Pan de Wheeler (32). — Pan de Varney (33). — Pan de Horn (34). — Pan de Patton (35). — <i>Combination-pan</i> (35). — Pan de Stevenson (36). — Pan de Fraser et Chalmers (37). — Pan spécial au <i>Boss's process</i> ou <i>Standard pan</i> (38). — Dispositifs accessoires des pans (38).	
b'. Mode de travail des pans	38
Addition d'eau (38). — Poids de la charge (39). — Chargement et mise en marche (39). — Introduction de la vapeur (39). — Introduction du mercure (39). — Quantité de mercure (40). — Amalgame de sodium (40). — Réactifs chimiques (41). — Quantité de réactifs chimiques employés (42). — Durée du broyage au pan (43). — Déchargement du pan (44). — Main-d'œuvre requise (44).	
c. Appareils de dépôt, settlers et agitateurs	45
Description du settler (45). — Mode de travail (46). — Nettoyage du settler (47). — Agitateurs (47).	
d. Dispositifs pour le mouvement du mercure et sa récupération.	48
Réception du mercure et de l'amalgame (49). — Filtration (49). — Distribution générale du mercure (50). — Pompe à mercure (51). — Nettoyage de l'amalgame (51).	
e. Distillation de l'amalgame et fonte en lingots.	52
Distillation de l'amalgame (52). — Chargement des retortes et marche de la distillation (53). — Fusion en lingots (55).	
f. Dispositifs relatifs aux tailings.	55
Sluices de dépôt des tailings-construction (57). — Mode de travail (58). — Moyens mécaniques de concentration des tailings (59).	

§ 4. — **Description et fonctionnement des appareils de grillage et de chloruration.**

Fours à réverbères ordinaires (60). — Four à réverbère continu (60). — Fours à plusieurs soles (60). — Four de grillage de O'hara (61). — Fours à sole-circulaire tournante (61). — Four rotatif ou cylindre de Brückner (61).

— Description de l'appareil (61). — Mode de travail (65). — Conditions économiques du grillage et de la chloruration au cylindre de Brückner (65). — Modifications au four de Brückner (66). — Four rotatif de White et Howell (66). — Four rotatif d'Hofmann (67). — Four de grillage à cuve dit Four Stetefeld (68). — Description de l'appareil (68). — Mode de travail (71). — Conditions économiques (74). — Quantité de matériaux employés pour la construction (75). — Main-d'œuvre (75). — Combustible (76). — Prix de revient du grillage (76). — Fours de séchage rotatifs (76). — Fours de séchage à tablettes (77). — Four à sécher le sel (77).

§ 5. — Description et fonctionnement des diverses méthodes d'amalgamation.

I. MÉTHODES HISPANO-AMÉRICAINES	78
Introduction (78).	
A. <i>Traitement au patio</i>	80
Description de la méthode (80). — Passage à l'arrastra (80). — Travail au patio (81). — Conditions économiques (83). — Frais spéciaux d'amalgamation par la méthode du patio (84). — Pertes de mercure et de métaux précieux (85).	
B. <i>Traitement au caso ou fondon</i>	86
Broyage et concentration (87). — Travail du fondon (87). — Conditions économiques (88). — Frais de traitement au fondon (88).	
II. MÉTHODES EUROPÉENNES ET MODIFICATIONS APPORTÉES À CES MÉTHODES DANS LE NOUVEAU MONDE	89
A. <i>Traitement à la linette norvégienne et traitements dérivés à la tina simple</i> (procédé Cooper) <i>et à la tina perfectionnée</i> (procédé Franke).	89
Grillage (89). — Conduite du travail de la tina (90). — Distillation de l'amalgame (91).	
B. <i>Traitement au tonneau de Freyberg et traitements dérivés aux tonneaux tant aux États-Unis qu'au Chili</i> (procédé Kröncke).	92
a. Amalgamation américaine aux tonneaux.	92
Concassage et pulvérisation au cylindre à boulets (95). — Grillage (95). — Amalgamation aux tonneaux (94). — Mode de travail des tonneaux (94). — Inconvénients de la ferraille dans le procédé des tonneaux (95). — Emploi des riblons de cuivre (96). — Conditions économiques (96).	
b. Amalgamation au tonneau au Chili (procédé Kröncke).	97
Caractère de la méthode (97). — Préparation du réactif chlorurant (97). — Conduite du travail (98). — Filtration et purification de l'amalgame (98). — Considérations économiques (98). — Modifications proposées (99).	
c. Grillage à la vapeur d'eau (procédé Rivot et procédé Cumenge).	99
III. MÉTHODES AMÉRICAINES	101
A. <i>Dispositions d'ensemble et mode de travail d'un moulin traitant directement les minerais auro-argentifères faciles à amalgamer</i> (free-milling ores)	101
Description du moulin (101). — Situation du moulin (102). — Moteurs hydrauliques (102). — Roue Pelton (102). — Moteurs à vapeur (103). — Force nécessaire (103). — Quantité d'eau nécessaire (104). — Dispositions d'ensemble (104). — Travail du moulin (105). — Considérations économiques (106). — Frais spéciaux d'un moulin de 20 pilons (107).	

B. <i>Nouveau système continu d'amalgamation aux pans par la méthode de Boss</i> (continuous System ou Boss's process)	107
Description du Boss's process (108). — Batterie (109). — Grinding-pan (109). — Standart-pan (109). — Conduite du travail (110). — Disposition d'ensemble d'un moulin à système continu (111). — Échantillonnage des tailings (113).	
C. <i>Dispositions d'ensemble et mode de travail d'un moulin traitant les minerais auro-argentifères rebelles</i>	113
Description du moulin de Lexington (113). — Mode de travail (116). — Considérations économiques (117). — Frais spéciaux de traitement pour un grand moulin traitant à sec 75 tonnes de minerai auro-argentifère par jour (118). — Variante de la disposition du moulin (119).	

CHAPITRE II

TRAITEMENT DES MINERAIS AURO-ARGENTIFÈRES PAR VOIE DE LIXIVIATION (Leaching process)

CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES	120
------------------------------------	-----

§ 1. — Méthode par lixiviation suivant le procédé Patera.

Principe de la méthode (102). — Analyse de certains minerais traités par lixiviation (123).	
a. Séchage du minerai	124
b. Broyage du minerai	125
c. Grillage chlorurant	126
Conditions du grillage (126). — Proportion de sel et mode d'emploi (128). — Fours de grillage (129).	
d. Lixiviation des bas métaux	152
Description des appareils (132). — Mode de travail (134).	
e. Lixiviation à l'hyposulfite	136
Action des réactifs dissolvants (136). — Mode de fabrication de l'hyposulfite de chaux (137). — Lavage à l'hyposulfite (138).	
f. Précipitation des métaux précieux	159
g. Grillage des sulfures et fonte en lingots	142
h. Conditions économiques du traitement par lixiviation	142
Salaires (143). — Combustibles (143). — Frais de lixiviation aux États-Unis et au Mexique (144). — Pertes de métaux précieux (145).	

§ 2. — Méthode par lixiviation suivant le procédé Russell.

I. DESCRIPTION DE LA NOUVELLE MÉTHODE	146
Introduction et historique (146). — Principe et formule du traitement (148).	
a. Broyage et grillage des minerais	147
b. Lixiviation des minerais crus ou grillés avec la liqueur normale d'hyposulfite de soude	150
Description des appareils (150). — Composition de la liqueur normale (151). — Mode de travail (152).	

<i>c.</i> Lixiviation avec l'extra-solution d'hyposulfite cuprifère	153
Préparation de l'extra-solution (153). — Conduite du travail (154).	
<i>d.</i> Précipitation du plomb par le carbonate de soude.	155
Purification du réactif (155). — Conduite du travail (156).	
<i>e.</i> Précipitation des métaux précieux	156
Réactifs employés (156).	
<i>f.</i> Traitement des précipités	157
II. DISPOSITIONS D'ENSEMBLE ET FONCTIONNEMENT D'UNE GRANDE USINE DE LIXIVIATION	158
III. CONDITIONS ÉCONOMIQUES.	160
A. <i>Frais de traitement des minerais crus et des tailings.</i>	160
Frais de traitement par le procédé Russell de 50 tonnes de tailings par jour (161).	
B. <i>Frais de traitement des minerais grillés</i>	162
Frais de traitement par grillage, chloruration et lixiviation de 90 tonnes de minerai par jour (163). — Pertes en métaux précieux (165). — Prix marchand des précipités (165).	

§ 3. — Méthode par lixiviation suivant le procédé Mac Arthur et Forrest

Principe de la méthode (166). — Appareils de dissolution (168). — Quantité de réactif (168). — Filtration (168). — Précipitation (168). — Lixiviation simple (168). — Conditions économiques (169).

§ 4. — Traitement des pyrites cuivreuses argentifères et aurifères dans les usines européennes.

<i>a.</i> Broyage des cendres de pyrites et mélange avec le sel marin.	171
<i>b.</i> Chloruration du mélange	171
Four de grillage à moufle (171). — Mode de travail (171).	
<i>c.</i> Lixiviation du minerai chloruré	172
Appareils de lixiviation (172). — Charge des bacs et mode de travail (172).	
<i>d.</i> Précipitation des métaux précieux suivant le procédé Claudet.	172
<i>e.</i> Cémentation des liqueurs cuivreuses.	175

§ 5. — Modifications à apporter aux traitements par voie humide.

Modifications possibles dans le cas d'une petite usine de lixiviation (175). — Four à moufle et tour de condensation (177). — Emploi du chlorure de cuivre (177). — Modifications possibles dans le cas d'une grande usine de lixiviation (178). — Aperçu de la nouvelle méthode de Zalathna (179). — Fours de grillage à tablettes pour fabrication d'acide sulfurique (180). — Fonte crue (180). — Pulvérisation de la matte crue (180). — Attaque de la matte crue par l'acide sulfurique (181). — Mode de travail (181). — Utilisation du sulfate de fer produit (181). — Utilisation de l'acide sulfhydrique produit (182). — Tours à soufre (182). — Purification du soufre (182).

TROISIÈME SECTION

TRAITEMENT PAR VOIE DE FUSION DES MINÉRAIS COMPLEXES D'OR, D'ARGENT ET DE BAS MÉTAUX

CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES. 185

CHAPITRE PREMIER

TRAITEMENT DES MINÉRAIS COMPLEXES D'OR, D'ARGENT ET DE CUIVRE

§ 1. — Fabrication des mattes.

- a.* Principe de la méthode et marche des opérations. 185
 Nature des minerais (185). — Grillage du minerai (186). — Fondants. Composition du lit de fusion (187). — Scories (187). — Lit de fusion (189).
- b.* Appareils de fusion. 189
 Water-jacket (190). — Petit water-jacket circulaire (190). — Ventilateurs (191). — Conduite du travail; mise en feu (192). — Charges de lit de fusion et de combustible (193). — Quantité d'eau nécessaire (194). — Emploi de l'eau de mer (195). — Coulées de scories et de matte (195). — Arrêts, ou accidents (195).
- c.* Dispositions d'ensemble des usines de fusion. 196
 Disposition d'ensemble d'une petite usine de fonderie pour mattes (196). — Conditions économiques d'une petite usine de fonderie pour mattes (196). — Frais spéciaux de traitement de 55 tonnes de minerai par jour (197). — Water-jackets rectangulaires (197).

§ 2. — Traitement complet des minerais complexes d'or, d'argent et de cuivre dans une usine américaine.

- Usine d'Argo à Denver (199). — Classification des minerais (199). — Aperçu général de la méthode (200). — Diagramme du traitement (201).
- a.* Prise d'échantillon des minerais 200
- b.* Grillage des minerais 202
 Grillage en tas (202). — Grillage au four à réverbère (202).
- c.* Fonte pour mattes. 204
- d.* Traitement de la matte par le procédé Ziervogel 206
 Broyage et grillage de la matte pour sulfate d'argent (206). — Grillage pour sulfate d'argent (207). — Lixiviation du sulfate d'argent (209). — Précipitation de l'argent (209). — Nettoyage du cément d'argent (210). — Précipitation et raffinage du cuivre (210).
- e.* Traitement des résidus cuivreux produits par le procédé Ziervogel 211
 Fusion pour matte blanche (211). — Rôtissage de la matte blanche (211). — Traitement du *pimple-metal* (212).
- f.* Traitement des résidus cuivreux du traitement Ziervogel B par le procédé Augustin. 212
- g.* Traitement des *bottoms* ou fonds cuivreux aurifères. 215
- h.* Traitement des grenailles cuivreuses aurifères 215
 Dissolution de l'oxyde de cuivre et extraction de l'or (214).

CHAPITRE II

TRAITEMENT DES MINÉRAIS COMPLEXES D'OR, D'ARGENT ET DE PLOMB

CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES	215
------------------------------------	-----

§ 1. — Description des appareils usités en Amérique
pour la fonte plombeuse.

Description du water-jacket circulaire (216). — Tonnage, combustible, fondants (217). — Prix de revient de fusion (217). — Frais de traitement de 24 tonnes de minerai plombeux par jour (218). — Description du water-jacket rectangulaire (218). — Prix de revient de fusion (220). — Frais de traitement de 48 tonnes de minerai plombeux par jour (221).

§ 2. — Traitement complet des minerais complexes d'or, d'argent
et de plomb dans une usine américaine.

A. Production du plomb d'œuvre	221
Usine de Grant à Denver (222). — Nature des minerais traités (222). — Aperçu du traitement (222).	
a. Grillage des minerais.	222
b. Composition du lit de fusion.	223
Fondants (223).	
c. Opérations de fusion	224
Water-jackets (224). — Soufflerie (225). — Combustible (225).	
d. Refonte des scories et de la matte	225
Considérations économiques (226).	
B. Séparation du plomb et des métaux précieux	228
a. Échantillonnage des plombs d'œuvre.	229
b. Épuration du plomb d'œuvre	250
Mode de travail (251). — Siphon Steitz (252). — Traitement des crasses (252).	
c. Zingage.	252
Quantité de zinc à employer (253). — Chaudières de zingage (253). — Mode de travail (254). — Liqueur des écumes (255). — Écumage (255). — Brassage (256).	
d. Dulcification.	256
Four d'affinage et de dulcification (257).	
e. Traitement du triple ou du quadruple alliage.	258
Cornues de distillation (258). — Fours de distillation (258). — Mode de travail (259). — Four de distillation Faber du Faur (259). — Mode de travail (240).	
f. Coupellation du plomb riche.	240
g. Traitement des résidus de fabrication.	242
h. Conditions économiques.	242
Frais spéciaux de désargentation aux États-Unis pour une usine traitant 40 tonnes de plomb d'œuvre par jour (243).	

CHAPITRE III

TRAITEMENT DES MINÉRAIS COMPLEXES DE PLOMB, DE CUIVRE ET DE MÉTAUX PRÉCIEUX
DANS UNE USINE EUROPÉENNE§ 1. — **Opérations préliminaires pour obtenir le plomb d'œuvre
et le cuivre noir** (p. 246).§ 2. — **Traitement du plomb d'œuvre** (p. 247).

- a. Affinage du plomb pauvre (procédé Cordurié) 248
 b. Traitement du triple alliage par la vapeur d'eau 248
 c. Séparation des oxydes par le carbonate d'ammoniaque (procédé
 Schnabel) 250

Classification des minerais et des produits dans les usines du Hartz (245).
 Réactions du procédé (250). — Digestion de la partie oxydée dans l'ammo-
 niac (252). — Séparation et lavage des oxydes insolubles (252). — Précipi-
 tation du cuivre par le zinc (252). — Distillation de la solution ammo-
 niacale (254). — Oxydation du carbonate de zinc (254).

- d. Traitement des matières plombeuses riches 254
 e. Frais de désargentation. 255

Frais de désargentation dans le Hartz rapportés à une tonne de plomb
 d'œuvre (255).

§ 3. — **Traitement du cuivre noir.**

Grillage des mattes en fonte pour cuivre noir (256). — Attaque de cuivre noir
 par l'acide sulfurique (256). — Cristallisation du sulfure de cuivre et du
 sulfate de nickel (256). — Traitements des boues argentifères et auri-
 fères (256).

QUATRIÈME SECTION

SÉPARATION ET AFFINAGE DES MÉTAUX PRÉCIEUX

CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES 258

Réception des matières précieuses (259). — Fusion préliminaire (259). —
 Creusets (259). — Fourneaux de fusion (260). — Combustibles et fondants
 (260). — Mode de travail (261). — Purification (261). — Raffinage (263).

§ 1. — **Séparation ou départ des métaux précieux.**

- A. *Méthode de départ par l'acide nitrique.* 264
 a. Inquartation et grenailage 265
 Inquartation (265). — Fusion (265). — Grenailage (265).
 b. Dissolution dans l'acide nitrique 266
 c. Double ébullition des résidus d'or dans l'acide nitrique 267
 d. Précipitation du nitrate d'argent. 268
 e. Réduction du chlorure d'argent par le zinc 269
 f. Adoucissement et compression de l'argent en pains. 270
 g. Fusion de l'argent et de l'or en lingots. 270

B. <i>Méthode de départ par l'acide sulfurique.</i>	270
Fourneaux et récipients employés (271).	
<i>a.</i> Dissolution de l'argent	272
<i>b.</i> Purification de l'or.	274
<i>c.</i> Dépôt de la dissolution	274
<i>d.</i> Précipitation du sulfate d'argent	275
<i>e.</i> Purification de l'argent métallique	275
<i>f.</i> Réduction des sédiments	276
B'. <i>Variante du procédé par l'acide sulfurique.</i>	276
<i>a.</i> Dissolution	276
<i>b.</i> Purification de l'or.	276
<i>c.</i> Précipitation du sulfate d'argent.	277
<i>d.</i> Départ de l'argent aurifère (<i>doré bars</i>)	278
B''. <i>Deuxième variante du procédé par l'acide sulfurique</i>	278
C. <i>Procédé Gutzkow</i>	279
<i>a.</i> Dissolution de l'alliage et dépôt de la solution	279
<i>b.</i> Cristallisation du sulfate d'argent.	279
<i>c.</i> Décomposition du sulfate cristallisé.	280
<i>d.</i> Fusion des métaux affinés.	281
<i>e.</i> Fusion et raffinage de l'or purifié.	281
<i>f.</i> Fonte de l'argent purifié	283
<i>g.</i> Traitement des scories et de divers résidus	285
<i>h.</i> Séparation des alliages riches en cuivre	286
D. <i>Séparation de l'or et de l'argent par le chlore gazeux.</i>	287
E. <i>Séparation de l'or et du platine.</i>	291
Attaque par l'eau régale (292). — Précipitation de l'or par le protochlorure de fer (292). — Précipitation du platine par le chlorhydrate d'ammoniaque (292).	

CINQUIÈME SECTION

PROCÉDÉS ÉLECTROLYTIQUES

§ 1. — Principes et appareils des traitements électrolytiques.

A. <i>Principes généraux.</i>	294
<i>a.</i> Équivalence de l'énergie électrique et des autres formes d'énergie dans les réactions métallurgiques et allure spéciale des réactions électrolytiques.	294
<i>b.</i> Définition des unités et résumé des lois de l'électricité.	295
Quantité (296). — Force électromotrice, voltage, différence de potentiel (297). — Unités pratiques (297).	
<i>c.</i> Lois de l'électrolyse.	299

B. <i>Machines</i>	504
C. <i>Appareils d'électrolyse</i>	505

§ 2. — **Méthodes de traitement.**

A. <i>Emploi de l'électrolyse pour favoriser l'amalgamation de l'or natif.</i>	307
Méthode Bazin par amalgamation à force centrifuge (308). — Procédé Mollay, dit d'amalgamation à l'hydrogène (308). — Procédé Barker (310).	
B. <i>Préparation par voie électrolytique d'un réactif destiné à l'attaque des minerais d'or.</i>	310
C. <i>Décomposition par l'électricité après traitement préalable du minerai.</i>	312
Procédé de Becquerel (312). — Procédé Parks (313). — Procédé de Cassel (313). — Procédé Designolles (314).	
D. <i>Dissolution par électrolyse d'un composé aurifère laissant l'or inattaqué.</i>	315
a. Affinage électrolytique des cuivres noirs.	316
b. Raffinage électrolytique des plombs.	318
c. Traitement électrolytique des mattes	319
Procédé de Marchese (319).	
d. Affinage électrolytique des métaux précieux	320
Procédé Atkun (320). — Procédé Möbius (321).	

25091. — PARIS. IMPRIMERIE A. LAHURE
9, RUE DE FLEURUS, 9
