

ENCYCLOPÉDIE INDUSTRIELLE  
Fondée par M.-G. LECHALAS, Inspecteur général des Ponts et Chaussées en retraite

---

## MÉTALLURGIE GÉNÉRALE

---

# PROCÉDÉS MÉTALLURGIQUES

ET

## ÉTUDE DES MÉTAUX

PAR

U. LE VERRIER

Ingénieur en chef des Mines  
Professeur au Conservatoire des Arts et Métiers

---

MINÉRAIS. SÉCHAGE, CALCINATION, GRILLAGE. OPÉRATIONS EXTRACTIVES.  
FUSION ET AFFINAGE. THERMO-CHEMIE. INSTALLATIONS ACCESSOIRES.  
ESSAIS MÉCANIQUES. ACTION DE LA CHALEUR.  
MÉTALLOGRAPHIE. ALLIAGES. ANNEXES.

---

PARIS

GAUTHIER-VILLARS, IMPRIMEUR-LIBRAIRE

DU BUREAU DES LONGITUDES, DE L'ÉCOLE POLYTECHNIQUE, ETC.

55, quai des Grands-Augustins

# ENCYCLOPÉDIE DES TRAVAUX PUBLICS

Directeur : G. LECHALAS, Ingénieur en chef des Ponts et Chaussées, quai de la Bourse, 13, Rouen.

Volumes grand in-8°, avec de nombreuses figures.

Médaille d'or à l'Exposition universelle de 1889  
Exposition de 1900 (Voir pages 3 et 4 de la couverture)

## OUVRAGES DE PROFESSEURS A L'ÉCOLE DES PONTS ET CHAUSSÉES

- M. BECHMANN. *Distributions d'eau et Assainissement*. 2<sup>e</sup> édit., 2 vol. à 20 fr. . . . . 40 fr.  
M. BRICKA. *Cours de chemins de fer de l'École des ponts et chaussées*. 2 vol., 1343 pages et 464 figures. . . . . 40 fr.  
M. COLSON. *Cours d'économie politique* : Tome I, 10 fr. — Tome II. . . . . 10 fr.  
M. L. DURAND-CLAYE. *Chimie appliquée à l'art de l'ingénieur*, en collaboration avec MM. Derôme et Férét, 2<sup>e</sup> édit. considérablement augmentée, 15 fr. — *Cours de routes de l'École des ponts et chaussées*, 606 pages et 234 figures, 2<sup>e</sup> édit., 20 fr. — *Lever des plans et nivellement*, en collaboration avec MM. Pelletan et Lallemant. 1 vol., 703 pages et 280 figures (cours des Ecoles des ponts et chaussées et des mines, etc.) . . . . . 25 fr.  
M. FLAMANT. *Mécanique générale (Cours de l'École centrale)*, 1 vol. de 544 pages, avec 203 figures, 20 fr. — *Stabilité des constructions et résistance des matériaux*. 2<sup>e</sup> édit., 670 pages, avec 270 figures, 25 fr. — *Hydraulique (Cours de l'École des ponts et chaussées)*, 1 vol., 2<sup>e</sup> éd. considérablement augmentée (Prix Montyon de mécanique); XXX, 685 pages avec 130 figures. . . . . 25 fr.  
M. GABRIEL. *Traité de physique*. 2 vol., 448 figures. . . . . 20 fr.  
M. HIRSCH. *Cours de machines à vapeur et locomotives*. 1 vol. 510 pages, 314 fig. . . . . 18 fr.  
M. F. LAROCHE. *Travaux maritimes*. 1 vol. de 490 pages, avec 116 figures et un atlas de 46 grandes planches, 40 fr. — *Ports maritimes*. 2 vol. de 1006 pages, avec 524 figures et 2 atlas de 37 planches, double in-4° (*Cours de l'École des ponts et chaussées*) . . . . . 50 fr.  
M. F. B. DE MAS, Inspecteur général des ponts et chaussées. *Rivières à courant libre*, 1 vol. avec 97 figures ou planches, 17 fr. 50. — *Rivières canalisées*. 1 vol. avec 176 figures ou planches, 17 fr. 50. — *Canaux*, 1 vol. avec 190 figures ou planches. . . . . 17 fr. 50  
M. NIVORT, Inspecteur général des mines : *Cours de géologie*, 2<sup>e</sup> édition, 1 vol. avec carte géologique de la France; 615 pages, 429 fig. et un tableau des formations géologiques de 7 pages. . . . . 20 fr.  
M. M. D'OCAGNE. *Géométrie descriptive et Géométrie infinitésimale* (cours de l'École des ponts et chaussées), 1 vol., 340 fig. . . . . 12 fr.  
M. DE PRÉAUDEAU, Inspect. général des P.-et-Ch., prof. à l'École nat. *Procédés généraux de construction. Travaux d'art*. Tome I, avec 508 fig. 20 fr. Tome II, avec 389 fig. 20 fr.  
M. J. RÉSAL. *Traité des Ponts en maçonnerie*, en collaboration avec M. Degrand. 2 vol., avec 600 figures, 40 fr. — *Traité des Ponts métalliques* 2 vol., avec 500 figures, 40 fr. — *Constructions métalliques, élasticité et résistance des matériaux : fonte, fer et acier*. 1 vol. de 652 pages, avec 203 figures, 20 fr. — Le 1<sup>er</sup> volume des *Ponts métalliques* est à sa seconde édition (revue, corrigée et très augmentée) — *Cours de ponts*, professé à l'École des ponts et chaussées, 1 vol. de 410 pages, avec 284 figures (*Études générales et ponts en maçonnerie*), 14 fr. — *Cours de Résistance des matériaux* (École des ponts et chaussées), 120 figures., 16 fr. — *Cours de stabilité des constructions*, 240 figures, 20 fr. — *Poussée des terres et stabilité des murs de soutènement*. . . . . 10 fr.

## OUVRAGES DE PROFESSEURS A L'ÉCOLE CENTRALE DES ARTS ET MANUFACTURES

- M. DEBARME. *Chemins de fer. Superstructure*; première partie du cours de chemins de fer de l'École centrale. 1 vol. de 696 pages, avec 310 figures et 1 atlas de 73 grandes planches in-4° doubles (voir *Encyclopédie industrielle* pour la suite de ce cours). 50 fr. On vend séparément : *Texte*, 15 fr.; *Atlas*, 35 fr.  
M. DENFER. *Architecture et constructions civiles*. Cours d'architecture de l'École centrale : *Maçonnerie*. 2 vol., avec 794 figures, 40 fr. — *Charpente en bois et menuiserie*. 1 vol., avec 680 figures, 25 fr. — *Couverture des édifices* 1 vol., avec 423 figures, 20 fr. — *Charpenterie métallique, menuiserie en fer et serrurerie* 2 vol., avec 1.050 figures, 40 fr. — *Fumisterie (Chauffage et ventilation)*. 1 vol. de 726 pages, avec 731 figures (numérotées de 1 à 375, l'auteur affectant chaque groupe de figures d'un numéro seulement). 25 fr. *Plomberie : Eau; Assainissement; Gaz*, 1 vol. de 563 p. avec 391 fig. . . . . 20 fr.  
M. DORION. *Cours d'Exploitation des mines*. 1 vol. de 692 pages, avec 1.100 figures. 25 fr.  
M. MONNIER. *Electricité industrielle*, cours professé à l'École centrale, 2<sup>e</sup> édition considérablement augmentée, 1 vol. de 826 pages; 404 très belles figures de l'auteur. . . . . 25 fr.  
M. M<sup>le</sup> PELLETIER *Droit industriel*, cours professé à l'École centrale. 1 vol. . . . . 15 fr.  
MM. E. ROUCHÉ et BRISSE, anciens professeurs de géométrie descriptive à l'École centrale. *Coupe des pierres*. 1 vol. et un grand atlas (avec de nombreux exemples) . . . . . 25 fr.

## OUVRAGES D'UN PROFESSEUR AU CONSERVATOIRE DES ARTS ET MÉTIERS

- M. E. ROUCHÉ, membre de l'Institut. *Éléments de statique graphique*. 1 vol. . . . . 12 fr. 50  
MM. ROUCHÉ et Lucien LÉVY. *Calcul infinitésimal*, 2 vol. de 557 et 829 p. (*Enc. indust.*) . . . . . 15 fr.

(Voir la suite ci-après)





MÉTALLURGIE GÉNÉRALE

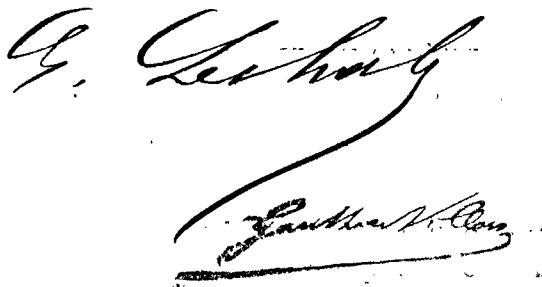
---

**PROCÉDÉS MÉTALLURGIQUES**

ET

**ÉTUDE DES MÉTAUX**

*Tous les exemplaires de l'ouvrage de M. U. LE VERRIER  
seront revêtus de la signature du Directeur de l'Encyclopédie  
Industrielle et de la griffe du Libraire.*



*G. Leclercq*

*Pauline V. Clerq*

ENCYCLOPÉDIE INDUSTRIELLE  
Fondée par M.-C. LECHALAS, Inspecteur général des Ponts et Chaussées en retraite

---

## MÉTALLURGIE GÉNÉRALE

---

# PROCÉDÉS MÉTALLURGIQUES

ET

## ÉTUDE DES MÉTAUX

PAR

U. LE VERRIER

Ingénieur en chef des Mines  
Professeur au Conservatoire des Arts et Métiers

---

MINÉRAIS. SÉCHAGE, CALCINATION, GRILLAGE. OPÉRATIONS EXTRACTIVES.  
FUSION ET AFFINAGE. THERMO-CHIMIE. INSTALLATIONS ACCESSOIRES.  
ESSAIS MÉCANIQUES. ACTION DE LA CHALEUR.  
MÉTALLOGRAPHIE. ALLIAGES. ANNEXES.

---

PARIS

GAUTHIER-VILLARS, IMPRIMEUR-LIBRAIRE

DU BUREAU DES LONGITUDES, DE L'ÉCOLE POLYTECHNIQUE, ETC.

55, quai des Grands-Augustins

—  
1905

TOUS DROITS RÉSERVÉS





## CHAPITRE PREMIER

### MINERAIS. ÉCHANTILLONNAGE PRÉPARATION MÉCANIQUE. AGGLOMÉRATION

---

#### § 1. — MINERAIS

**1. Définition.** — On appelle minerai toute substance contenant un métal en quantité assez forte pour que son extraction puisse être rémunératrice.

Il y a lieu de considérer, dans les minerais, les propriétés physiques et les propriétés chimiques.

**2. Propriétés physiques.** — Les minerais sont tous des corps solides, mais leur état d'agrégation, ainsi que leur plus ou moins de cohésion, n'est pas indifférent. En général, les poussières sont moins faciles à traiter que les fragments d'une certaine grosseur : on ne peut pas les passer seules dans les fours à cuve, où elles formeraient une masse imperméable aux gaz. Les minerais en gros fragments auront donc, à composition égale, plus de valeur que les minerais menus ou pulvérulents. Cependant, certaines opérations délicates, qui exigent un contact intime entre la matière et les réactifs, se font mieux sur le menu ; tel est, par exemple, le grillage lorsqu'on veut éliminer entièrement le soufre.

L'état d'agrégation d'un minerai peut être plus ou moins modifié par le transport et les manipulations. On distinguera à ce point de vue les minerais durs, qui conservent à peu près leur état primitif, des minerais tendres ou friables, qui se réduisent facilement en poussière. La cohésion peut être mesurée comme nous l'avons indiqué pour les combustibles : celle des minerais

est en général plus forte que celle des charbons, de sorte que les premiers perdent moins de leur valeur par le transport.

**3. Propriétés chimiques.** — Les minerais, tels qu'on les trouve dans la nature, offrent en général une composition chimique très complexe. Ils peuvent contenir un ou plusieurs corps utiles (minerais simples ou multiples); en outre, ces corps y sont toujours mélangés de matières étrangères, qu'on appelle gangues.

Si on considère surtout la nature chimique du composé dans lequel est engagé le métal à extraire, on peut ranger les minerais en deux grandes catégories : les minerais oxydés et les minerais sulfurés.

La première comprend trois classes importantes, les oxydes, les carbonates, les silicates.

**4. Minerais oxydés.** — Les oxydes sont en général infusibles, indécomposables par la chaleur, et réductibles par le charbon, l'hydrogène et les gaz carburés, à une température qui peut varier du rouge sombre au rouge vif.

Les métaux les plus usuels peuvent se ranger comme il suit dans l'ordre de leur affinité pour l'oxygène et de la stabilité de leurs oxydes, les premiers étant les plus difficiles à réduire : 1<sup>o</sup> chrome, manganèse; 2<sup>o</sup> zinc, fer; 3<sup>o</sup> étain, cuivre, arsenic et antimoine, plomb; 4<sup>o</sup> métaux précieux. Ces derniers forment des oxydes décomposables par la chaleur seule. Ceux du troisième groupe se réduisent facilement, soit par le carbone, soit par l'oxyde de carbone, l'hydrogène ou les gaz carburés; ceux du second groupe sont encore réduits par les gaz, mais en pratique, au point de vue industriel, leur réduction complète ne s'obtient qu'avec le concours du carbone solide et d'une température assez élevée; enfin ceux du premier groupe ne sont pas réduits par les gaz, on ne peut les mettre en liberté que par l'action du carbone à très haute température.

La facilité de la réduction dépend non seulement de la nature du métal combiné avec l'oxygène, mais aussi de l'état physique des minerais. Les plus poreux sont ceux qui se réduisent le plus vite. Lorsque le métal est susceptible de plusieurs degrés d'oxydation, l'oxyde supérieur (celui qui contient le plus d'oxygène) est en général le plus réductible, parce que le départ d'une portion de l'oxygène le rend plus poreux.

Certains oxydes, notamment ceux de cuivre et de plomb, peuvent encore être réduits par l'action du soufre ou des sulfures. L'oxygène est éliminé à l'état d'acide sulfureux, et, suivant les proportions relatives et les affinités des éléments en présence, le métal peut se séparer à l'état libre ou à celui de sulfure. Cette propriété n'est guère utilisée que pour le traitement des minerais sulfurés. Les oxydes sont presque toujours traités par réduction directe au moyen du charbon.

Les carbonates métalliques sont tous décomposables et perdent leur acide carbonique au rouge. Ils se comportent donc comme les oxydes, lorsqu'ils ont été calcinés, et leur traitement se compose de deux opérations, la calcination et la réduction. Les minerais carbonatés sont en général faciles à réduire, parce que la calcination les rend poreux.

La calcination peut se faire en même temps que la réduction, et dans le même appareil : mais nous verrons qu'il y a souvent avantage à la faire à part, parce qu'on peut la réaliser sans difficulté près des mines, et qu'en diminuant le poids du minerai elle réduit les frais de transport jusqu'aux usines.

Les silicates sont plus difficiles à réduire que les oxydes libres ; pour opérer leur réduction, il faut faire agir sur eux une base capable de saturer la silice et de se substituer à l'oxyde qu'on cherche à décomposer. La chaux peut jouer ce rôle vis-à-vis de tous les oxydes métalliques ; l'oxyde de fer le joue souvent vis-à-vis des métaux réductibles.

**4 bis. Fusion réductive.** — Une réaction entre deux matières solides ne peut se produire énergiquement qu'à la température où elles entrent en fusion et peuvent se mélanger d'une manière intime. Aussi la fusibilité des silicates influe beaucoup sur les conditions de leur traitement : nous reviendrons plus tard sur ce sujet. En général, les silicates se traitent par réduction au moyen du charbon, avec addition de matières capables de former avec la silice un silicate fusible ; ces matières prennent le nom de fondants. Lorsque l'on opère à très haute température, un peu de silicium peut se réduire et passer dans le métal à l'état de siliciure métallique.

Les silicates des métaux qui ont une grande affinité pour le soufre peuvent aussi être décomposés par fusion avec des sulfures, notamment avec la pyrite. Le métal (cuivre ou plomb) se

sépare alors, suivant les proportions, partie à l'état libre, partie à l'état de sulfures multiples, qu'on appelle mattes.

Les autres sels oxydés (sulfates, phosphates, arséniates) se rencontrent bien plus rarement. Tous sont réductibles par le charbon. Les sulfates, en se réduisant, donnent, outre le métal, de l'acide sulfureux ou des sulfures, si le métal a une grande affinité pour le soufre. Les arséniates se comportent à peu près de la même manière : dans une atmosphère un peu réductrice, ils commencent par dégager de l'acide arsénieux volatil, mais si la réduction est énergique, l'arsenic est mis en liberté et s'allie au métal. Ainsi, la réduction d'un arséniate fournira le métal, combiné avec une proportion variable d'arséniure. Les phosphates formés d'un acide fixe partagent les propriétés des silicates ; mais le phosphore est plus facile à réduire que le silicium et passe plus facilement dans les métaux à l'état de phosphure.

Lorsqu'un minéral oxydé contient plusieurs métaux, sa réduction donne en général un alliage. Il n'est pas possible de la conduire de manière à séparer rigoureusement les métaux entre eux par des réductions incomplètes ; cependant on peut réduire le plomb à basse température sans réduire le fer ; on peut aussi séparer le zinc par distillation. En dehors de ces exceptions, les séparations ne seront jamais nettes, et les minerais oxydés complexes devront être purifiés par préparation mécanique, si on veut en extraire un métal pur.

Les gangues les plus ordinaires des minerais oxydés sont la silice, l'argile, le carbonate de chaux, l'oxyde et le carbonate de fer. On y rencontre souvent, mais en faible quantité, le sulfate de chaux, la pyrite, des phosphates, etc. Pour séparer le métal réduit de ces diverses matières, il faut ajouter des corps capables de former avec elles des scories ou des laitiers fusibles, à moins que la gangue ne contienne déjà tous les éléments nécessaires pour cela.

**5. Minerais sulfurés.** — Les sulfures sont en général fusibles : il y a exception pour la blende. La chaleur ne les détruit pas, elle les ramène seulement à l'état de sous-sulfure lorsque le métal est susceptible de plusieurs degrés de sulfuration, comme le fer, le plomb et le cuivre. On peut les décomposer par l'action des métaux ou de l'oxygène.

Les divers métaux peuvent se ranger comme il suit dans

l'ordre de leur affinité pour le soufre : cuivre, fer, zinc, étain, antimoine, plomb.

Chaque métal peut décomposer, par voie de substitution, les sulfures des métaux qui se trouvent après lui sur la liste. La décomposition est complète si le métal qui doit agir est en excès suffisant (1) et si on chauffe à la température nécessaire pour fondre tous les produits de la réaction. Cette opération prend le nom de précipitation.

Tous les sulfures s'oxydent quand on les chauffe à l'air : cette opération prend le nom de grillage. Si on arrête le grillage à temps, on peut obtenir un mélange en proportions déterminées de sulfure, de sulfate et d'oxyde : si on le pousse à bout, il ne reste plus que de l'oxyde, avec un peu de sulfate, tout le soufre s'est éliminé à l'état d'acide sulfureux.

Les sulfures peuvent aussi réagir sur l'oxygène contenu dans des oxydes facilement réductibles, comme ceux de cuivre et de plomb. Si on chauffe ensemble à la température de fusion le sulfure et l'oxyde d'un même métal facilement réductible, comme le cuivre ou le plomb, il y a décomposition mutuelle et le métal se sépare à l'état libre ; tout le métal est réduit si le mélange contient le soufre et l'oxygène en proportion précisément convenable pour former de l'acide sulfureux. Si non, il se forme, outre le métal libre, une certaine quantité de sous-sulfure, ou d'oxyde, suivant le métalloïde qui se trouve en excès. La présence des sulfates ne change rien à ces règles. Les silicates des métaux réductibles sont également décomposés par les sulfures : mais alors une partie du métal reste en combinaison avec la silice, si on n'a pas ajouté une base capable de la saturer en formant avec elle une scorie fusible.

Si la fusion se fait dans une atmosphère réductrice ou en présence du carbone, on obtient plus facilement du métal libre ; les scories sont moins riches et les mattes plus ferreuses.

**6. Procédés de traitement.** — D'après ces propriétés, on pourra extraire le métal d'un sulfure par trois procédés : la précipitation, consistant à chauffer le sulfure avec un métal capable de le décomposer ; le grillage complet, suivi de la réduction de l'oxyde produit ; le grillage partiel, suivi d'une fusion dans

(1) Le fer ne décompose pas les sulfures d'étain, mais se combine avec eux ; il en serait de même du cuivre vis-à-vis des sulfures de fer,

laquelle on fait réagir le sulfure sur l'oxyde : nous donnerons à ce procédé le nom de rôtissage.

Les sulfures se rencontrent avec des gangues terreuses et des gangues métalliques. Les premières sont à peu près les mêmes que pour les minerais oxydés ; il faut y joindre le sulfate de baryte et le spath fluor. La présence de ces gangues provoque, dans toutes les réactions que nous avons indiquées, la formation de scories silicatées, qui retiennent un peu de métal si on ne sature pas la silice par des bases telles que la chaux et l'oxyde de fer.

Quant aux gangues métalliques, elles se composent principalement de pyrite, de mispickel, et de sulfures quelconques accompagnant le minerai principal : ainsi la galène, la blende et le pyrite de cuivre se trouvent souvent intimement mélangés. Lorsqu'on ne peut séparer les différents sulfures par préparation mécanique, leur mélange, soumis aux réactions indiquées ci-dessus, donne lieu à des produits complexes. Les métaux les plus oxydables (fer et zinc) passent dans la scorie, avec les gangues : les plus réductibles (plomb et cuivre) sont mis en liberté. Enfin si l'élimination du soufre n'est pas complète, il se forme en outre une matte où une portion de tous les métaux reste à l'état de sulfures multiples : le cuivre passe presque en totalité dans la matte, si elle est assez riche en soufre ; il y est accompagné par une partie importante du fer, et par un peu de zinc et de plomb : ces deux derniers métaux en sont déplacés par le fer s'il est en quantité suffisante. Lorsque la fusion se fait en présence du carbone, ou dans une atmosphère réductrice, on obtient plus facilement du métal libre, les scories deviennent moins riches, et les mattes plus ferreuses.

Ces réactions permettront de séparer le plomb du fer, de concentrer le cuivre en présence du fer dans des mattes de plus en plus riches, de séparer le plomb et le cuivre du zinc, si celui-ci n'est pas en quantité trop grande, car alors il rend tous les produits pâteux et les séparations ne se font plus bien. Du reste, en aucun cas, les séparations ne sont absolues, chaque produit retient des traces de tous les métaux présents. Les opérations où l'on cherche à obtenir des mattes prennent le nom de fontes pour mattes ou de fontes de concentration, parfois de fontes crues, quand on les applique aux minerais sans aucune opération préalable. Le traitement des sulfures complexes consiste généra-

lement en une série de grillages et de fontes de concentration. Lorsqu'on a obtenu une matle assez pure, où le métal qu'on veut extraire est en proportion dominante, on la traite par l'un des procédés indiqués pour les sulfures simples.

Les sulfures contiennent très souvent de l'arsenic et de l'antimoine, qui s'y trouvent à l'état de combinaison et ne peuvent se séparer mécaniquement. Ces deux corps se comportent à peu près comme le soufre, mais ils sont bien plus difficiles à éliminer, il en reste toujours dans les mattes et dans les métaux dont ils altèrent les propriétés. Aussi les minerais qui en contiennent sont-ils désignés sous le nom de minerais impurs.

**7. Richesse d'un minéral.** — Si on compare entre eux divers minerais contenant le même métal au même état de combinaison, leur valeur relative dépendra surtout de la nature et de la proportion des gangues. Celles-ci agissent d'abord comme matières inertes : elles diminuent la valeur du minéral, qui est proportionnelle à la quantité de métal contenu, et elles augmentent les frais de traitement, par suite de l'obligation où on se trouve de manipuler et de chauffer à chaque opération des corps improductifs. On distinguera donc à ce point de vue les minerais riches et les minerais pauvres. Lorsque la proportion de gangue dépasse une certaine limite, le minéral ne peut plus être utilisé, et il cesse de mériter ce nom au point de vue industriel : cette limite est très variable avec le prix du métal et la facilité du traitement. Ainsi, on traite des minerais de cuivre contenant 5 0/0 de métal, et ceux qui en tiennent 10 0/0 sont relativement riches : tandis qu'un minéral de fer ou de plomb à 30 0/0 est considéré comme pauvre, et à 20 0/0 il ne peut être employé.

**8. Fusibilité.** — Les gangues modifient aussi la fusibilité des minerais. Les gangues fusibles sont celles qui contiennent un mélange en proportions convenables de silice et de bases, ou encore du spath fluor ou du sulfate de baryte ; les gangues réfractaires sont celles qui se composent d'argile, de silice, ou de calcaire en proportions très prépondérantes.

Les gangues calcaires, quoique infusibles par elles-mêmes, seront souvent favorables, parce qu'elles agiront comme fondant lorsqu'on mélangera les minerais qui en contiennent avec ceux dont la gangue est argileuse ou siliceuse, et qui sont en général les plus abondants.

Enfin, les corps contenus dans les gangues peuvent exercer une action chimique favorable ou nuisible : on distingue à ce point de vue les minerais purs et les minerais impurs. Ces derniers sont ceux qui contiennent des corps nuisibles : ainsi la présence du soufre et du phosphore diminue la valeur des minerais de fer, celle de l'arsenic et de l'antimoine est nuisible dans les minerais de cuivre et de plomb, la blende en proportion considérable rend les sulfures difficiles à traiter, etc. Au contraire, certaines gangues sont favorables ; telles sont par exemple le calcaire, qui agit comme fondant ou comme base utile pour la formation des scories, le spath fluor et le sulfate de baryte, qui sont très fusibles et donnent de la liquidité aux scories, l'oxyde de manganèse, qui facilite le traitement des minerais de fer.

**9. Valeur d'un minerai.** — On voit combien de circonstances complexes modifient la valeur d'un minerai. Cette valeur est égale à celle du métal qu'on peut en extraire, diminuée des frais de traitement. Soit  $x$  la teneur réelle du minerai, déterminée par l'analyse chimique et exprimée en centièmes, le prix de vente d'une tonne de minerai se déterminera en général par une formule de la forme :

$$\left(\frac{x-n}{100}\right) \times p - A.$$

Le terme  $A$  est une constante déterminée d'après la nature du minerai : il représente les frais de traitement, augmentés d'une certaine somme qui constitue le bénéfice de l'usine ; il est d'autant plus grand que le minerai est plus impur et plus difficile à traiter.  $n$  représente la perte subie dans les opérations métallurgiques. On dit que cette perte est de  $n$  unités, ce qui veut dire qu'un minerai contenant  $\frac{x}{100}$  de métal en rend seulement  $\frac{x-n}{100}$  à l'usine.  $n$  dépend surtout de la nature du minerai ; cependant la perte absolue augmente avec le volume relatif des scories, qui entraînent toujours du métal : ainsi  $n$  pourra augmenter quand  $x$  descendra au-dessous de certaines limites. Le plus souvent, la perte admise dans les formules est supérieure à celle qu'on peut réaliser dans des opérations bien conduites : il y a donc encore, de ce fait, un bénéfice possible pour l'acheteur. Enfin  $p$  représente le prix d'une tonne de métal, déterminé d'après le cours du jour où se fait l'achat. Pour les minerais complexes, on



tient compte de la valeur des différents métaux, du moins des plus précieux, de ceux qui peuvent être extraits avec avantage. Ainsi on ne paye pas le fer dans les minerais de plomb ou de cuivre, mais on y paye l'argent : on payera aussi le cuivre dans les minerais de plomb, s'il est en assez grande quantité. On impose souvent des conditions spéciales, par exemple un minimum de richesse, ou un maximum de teneur pour certains corps nuisibles. Pour les minerais dont la nature varie peu, comme les minerais de fer, les conditions de vente sont plus simples : la valeur moyenne des minerais d'une provenance donnée étant connue, leur prix peut être fixé par des marchés pour une certaine période, avec un minimum de teneur.

Souvent les mines sont exploitées par les propriétaires des usines, et le prix de vente du minerai est purement fictif. Lorsqu'il faut fixer réellement la valeur commerciale d'un lot de minerais, l'essai réclame des soins particuliers. Il faut d'abord déterminer le degré d'humidité au moment même où le lot est pesé et reconnu, parce que l'état hygrométrique peut varier ; on prélèvera un échantillon qu'on desséchera immédiatement pour savoir quelle quantité de minerai sec contient réellement le lot. L'analyse se fera ensuite sur des échantillons desséchés de la même manière.

## § 2. — ÉCHANTILLONNAGE

**10. Prise d'essai.** — Le mode de prise d'essai a une grande importance. Il faut prélever des échantillons d'un poids minime qui représentent la composition moyenne du lot. Si on les prélève à la main, on est toujours entraîné à faire un choix inconscient, et on peut arriver à des résultats tout à fait erronés : il faut procéder de manière à rendre tout choix impossible de la part de l'opérateur. On prendra un grand nombre de pelletées de minerai, dans toutes les parties du lot, en des points qu'on déterminera, sans regarder la matière. On les réunira en tas que l'on réduira progressivement.

On fait, par exemple, des tas coniques que l'on réduit en enfonçant une pelle et en enlevant de la matière sur toute la hauteur. On recommence sur un nouveau tas plus petit ; on aplatit le tas, et on en enlève plusieurs secteurs,

On pourra aussi faire un tas rectangulaire ; on le divisera en plusieurs carrés en y traçant des lignes à la pelle. On prendra plusieurs de ces carrés, qu'on devra désigner sur un croquis représentant le tas, sans regarder le minerai ; on réunira encore ces

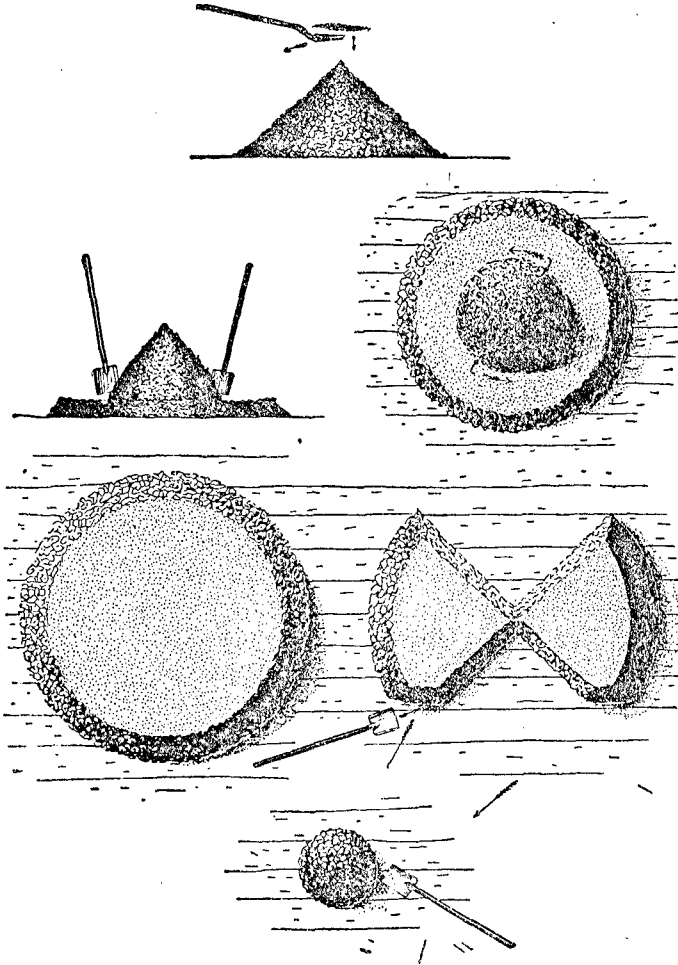


Fig. 1. — Prise d'essai à la main.

nouvelles prises, on les mélangera à la pelle et on les étalera pour en prélever une nouvelle portion. Quand, par ces réductions successives, on aura obtenu un échantillon de poids modéré, une centaine de kilogrammes par exemple, on devra le broyer pour avoir une matière bien homogène. On brassera la

matière broyée, et on fera dessus de nouvelles prises d'essai, pour y prélever quelques kilogrammes, qui seront envoyés au laboratoire.

On peut rendre ces opérations automatiques. On place sur le sol un cadre en bois, qu'une série de planches, parallèles aux côtés, divise en plusieurs compartiments : quelques-uns seulement de ces compartiments ont un fond. On verse le minerai sur ce cadre et on l'égalise à la pelle : quand il est bien rempli, on l'enlève ; tout ce qui se trouvait dans les compartiments percés demeure sur le sol, le reste est recueilli et soumis de nouveau aux mêmes manipulations jusqu'à ce que le poids soit assez réduit. On peut encore faire tomber le minerai sur un cône en tôle, percé de fentes très larges parallèles aux génératrices : une partie glisse sur le cône et tombe en dehors, l'autre le traverse et tombe à l'intérieur.

La pelle de Brunton (fig. 2) peut faciliter l'échantillonnage à la main ; elle est divisée, comme le montre la figure, en trois compartiments ; lorsqu'on l'incline, les deux compartiments extérieurs laissent tomber leur contenu du côté du manche, le compartiment central seul restant plein ; on prélève ainsi automatiquement à peu près le quart d'une pelletée.

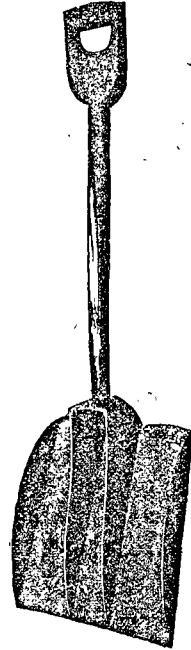


Fig. 2.

Pelle de Brunton.

**11. Échantillonnage mécanique.** — Pour les usines à grande production, il est intéressant d'avoir des machines d'échantillonnage automatiques et continues, faisant des prélèvements réguliers sur tous les minerais traités.

L'échantillonneur de Brunton (fig. 3) prélève de temps en temps une prise sur la totalité du minerai versé en magasin ; le minerai tombe dans la trémie D, et, suivant l'inclinaison de la cloison mobile A, il est reçu dans l'un ou l'autre des couloirs E et D, qui le conduisent au magasin ou dans les caisses d'échantillonnage. La cloison peut recevoir un mouvement de va-et-vient par la bielle J ; cette bielle est actionnée par la roue G, qui

tourne d'une manière continue ; la commande se fait par l'intermédiaire de chevilles mobiles plantées dans la roue H, laquelle

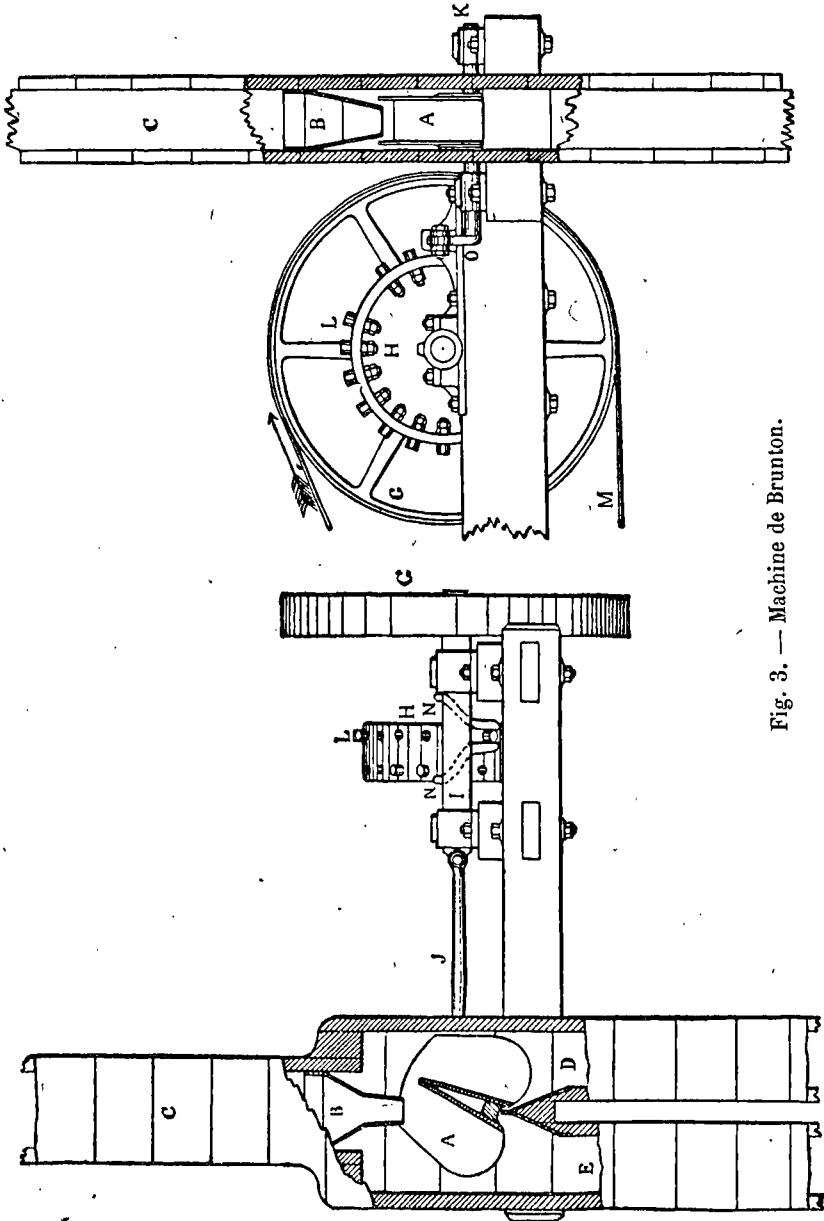


Fig. 3. — Machine de Brunton.

vient agir sur la manivelle O par l'intermédiaire des buttoirs N. La cheville de gauche repousse la cloison, de manière à faire

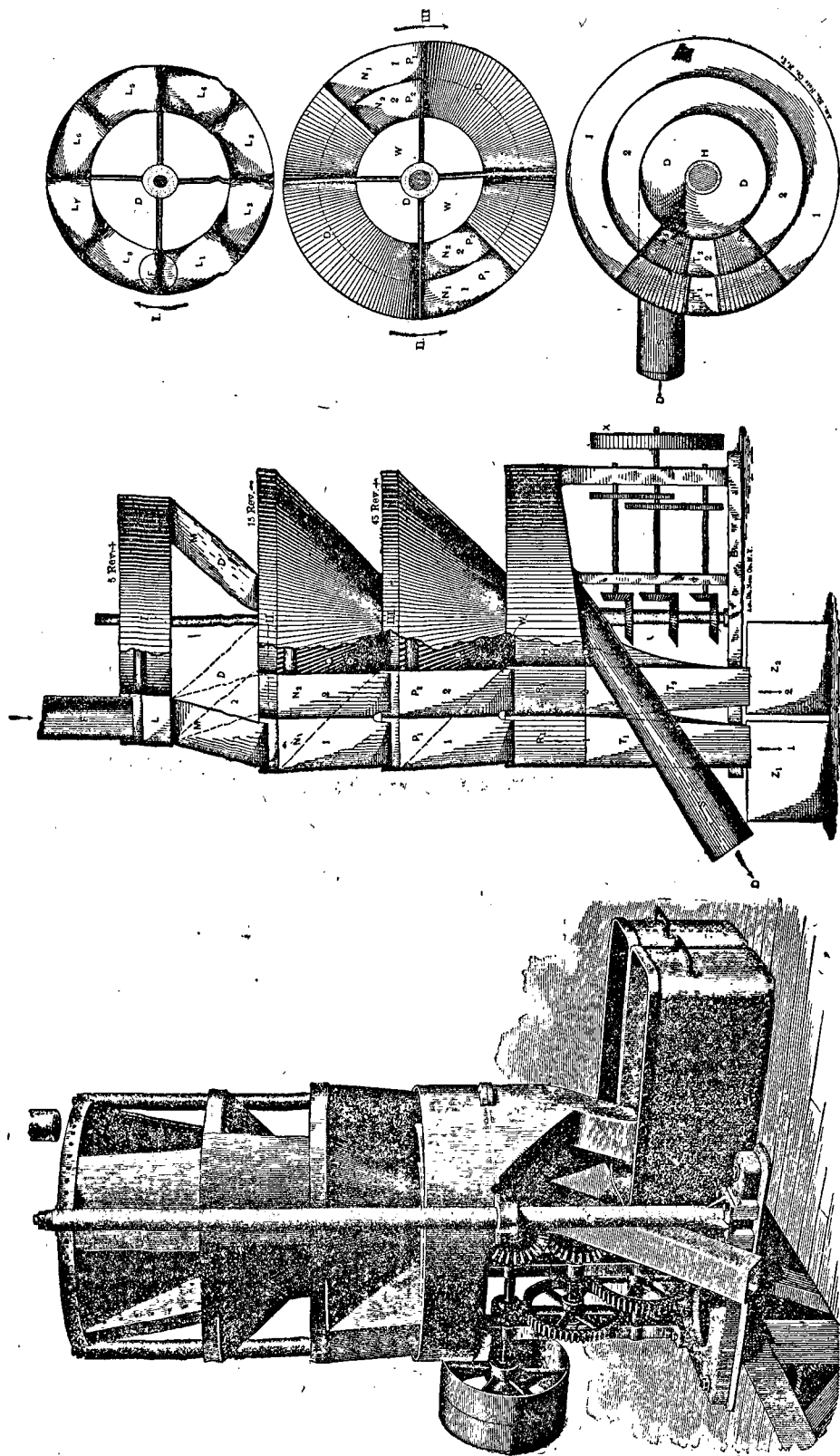


Fig. 4. — Machine de Bridgman.

tomber le minerai dans le couloir D ; la cheville de droite ramène la cloison dans la position où elle est représentée dans la figure. Si l'on place les chevilles sur la rangée de gauche, de 10 en 10, et si l'on garnit tous les trous de la rangée de droite, en ne laissant vide que celui qui correspond à la cheville placée à gauche, la cloison sera tournée vers la droite pendant les  $\frac{9}{10}$  du temps et prélèvera  $\frac{1}{10}$  du minerai versé.

La machine de Bridgman (fig. 4) est disposée de manière à prélever toujours une petite partie du courant. Elle comporte une série de trémies concentriques animées de vitesses de rotation différentes. La trémie supérieure est divisée en huit compartiments, et les trémies inférieures ont leur enveloppe perforée sur des secteurs plus ou moins larges ; le minerai qui tombe sur ces secteurs passe directement dans des couloirs verticaux ; celui qui tombe sur la partie pleine de l'enveloppe est ramené vers l'intérieur de l'appareil ; la plus grande partie du courant sort enfin vers le centre et tombe dans le magasin. La portion qui tombe verticalement dans les boîtes Z se compose des fragments qui, dans leur chute, n'ont rencontré à aucun moment les secteurs pleins de l'enveloppe ; cette condition ne peut se réaliser qu'au moment où, par suite des rotations d'inégale vitesse, tous les secteurs creux passeront à la fois sur la même verticale et au-dessus du tuyau d'évacuation latéral R, qui se trouve dans la trémie inférieure fixe.

La proportion de minerai que l'on prélève dépend donc des vitesses de rotation, elle varie en raison inverse du produit des nombres de tours des différentes trémies, et en raison directe du produit des rapports des creux et des pleins à chaque étage.

Le Pipe Ore Sampler (fig. 5) est une machine un peu plus simple, remplissant à peu près le même but. Le minerai tombe au centre d'une grande trémie servant de magasin, et il arrive au-dessus d'un tuyau vertical à l'intérieur duquel sont disposées des cloisons inclinées *c* : ces cloisons projettent une partie du courant dans la trémie et en laissent tomber une partie plus faible dans le tuyau. On peut placer sur la longueur du tuyau plusieurs appareils du même genre et réduire ainsi, dans une proportion plus ou moins forte, la partie du courant qui tombe dans la boîte à échantillons.

Tous ces appareils ne peuvent naturellement fonctionner que sur des minerais qui ne soient pas en trop gros morceaux ; en général, si l'on a affaire à des minerais de dimensions très variées, on ne pourra avoir d'échantillonnage tout à fait satisfaisant que si on les classe d'abord par ordre de grosseur, pour échantillonner séparément ensuite chaque catégorie.

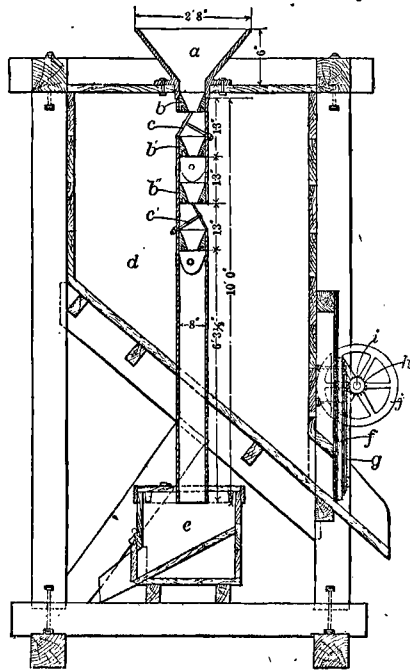


Fig. 5. — Pipe Ore Sampler.

Les échantillons automatiques seront en général de poids trop considérable ; on les fera passer par un broyeur, puis on les réduira à nouveau par le même moyen, soit à la main soit avec des machines plus petites.

La figure 6 représente une machine de laboratoire, fonctionnant à la main, qui peut servir à réduire la prise d'essai. Le minerai, placé dans la trémie F, tombe sur le bord d'un plateau que l'on fait tourner à la main. Ce plateau porte une série de compartiments avec des couloirs inclinés dirigés alternativement vers l'intérieur et vers l'extérieur, et il divise ainsi la prise en deux moitiés tombant par les deux tuyaux.

Lorsqu'on aura obtenu enfin une prise d'essai de poids assez

CHAPITRE PREMIER.

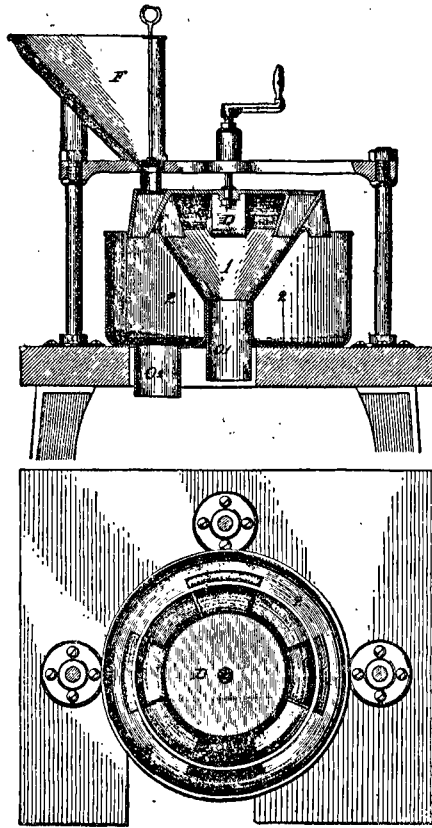


Fig. 6. — Machine de laboratoire.

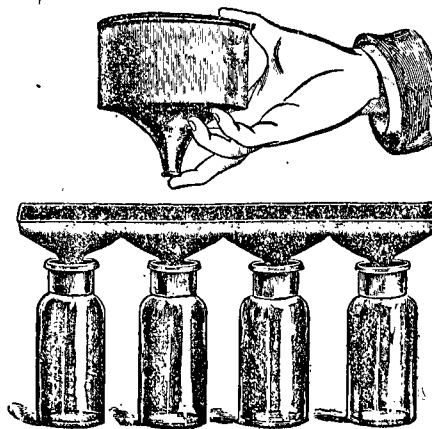


Fig. 7.



réduit, elle sera pulvérisée finement et répartie en plusieurs flacons par le procédé représenté par la figure 7 ; on ne peut arriver à un résultat rigoureux qu'en divisant le lot entier en plusieurs fractions relativement homogènes. On commencera par cribler le minerai sur des grilles, pour en faire plusieurs classes d'après la grosseur des fragments. Celles qui auront des dimensions assez fortes seront triées à la main et divisées à leur tour en plusieurs catégories suivant la composition minéralogique et la richesse. Les menus seront brassés à la pelle pour rendre chaque classe bien homogène. On aura ainsi une série de petits lots qui, pris chacun à part, auront une composition et des dimensions assez régulières. On les pèsera ; puis sur chacun on fera une prise d'essai qui, dans ces conditions, sera assez juste, et on l'analysera. Connaissant le poids relatif et la composition de toutes les classes, on reconstituera par le calcul la composition moyenne du minerai.

Quels que soient les moyens employés, le résultat ne sera exact qu'avec les minerais relativement homogènes. Il arrive souvent que les menus ont une teneur assez différente des gros, parce que la dureté varie avec la composition. On l'a observé notamment pour les minerais de mercure ; l'échantillonnage de l'ensemble devient alors illusoire.

**12. Essais.** — L'essai chimique d'un minerai peut se faire par voie humide ou par voie sèche. Autrefois on employait presque exclusivement dans les usines les procédés par voie sèche : ils ont l'avantage d'être rapides et de renseigner un peu sur la manière dont le minerai se comportera dans le traitement en grand, qui est en général fondé sur les mêmes réactions ; mais ils donnent lieu à des pertes très fortes, variables non seulement avec la nature du minerai, mais avec l'habileté de l'opérateur. Dans certains cas, le rendement à l'usine peut être supérieur à celui qu'indiquent les essais.

L'analyse par voie humide est beaucoup plus sûre et plus exacte : son emploi se propage beaucoup depuis qu'on a trouvé pour presque tous les métaux des procédés de dosage rapide. Cependant il y a encore, surtout en Angleterre, des centres industriels où l'essai par voie sèche fait la base de toutes les transactions. Cette habitude est une source de bénéfices pour les usines, car la teneur est estimée trop basse et le fondeur seul peut, d'après

son expérience, savoir à peu près quelle est l'erreur commise. Le plomb et l'argent sont encore dosés à peu près partout par voie sèche.

**13. Transport.** — Pour se rendre compte de la valeur commerciale d'un minerai, sur une place donnée, il ne suffit pas de connaître les formules d'achat, il faut aussi savoir de quelle manière s'y fait l'essai.

Les mines sont souvent situées assez loin des usines, et les frais de transport entrent pour une bonne part dans le prix de revient des minerais. Les prix de transport sont très variables suivant les circonstances locales ; cependant on peut dire qu'en chemin de fer le prix de la tonne kilométrique sera le plus souvent compris entre 5 et 10 centimes ; par canal, il sera inférieur à 5 centimes et pourra descendre à 2 ; par route de terre, il variera de 30 centimes à 1 franc, suivant l'état des chemins et les moyens de traction. Les tarifs pour le transport par mer sont encore plus irréguliers, et nullement proportionnels à la distance. Pour les frais accessoires, chargement et déchargement, on pourra compter en général de 1 à 2 francs par tonne suivant les installations qui existent aux points de départ et d'arrivée ; avec les moyens les plus perfectionnés, et quand on opère sur de grandes quantités, ces frais peuvent s'abaisser à 0 fr. 50.

### § 3. — PRÉPARATION MÉCANIQUE

**14. Triage.** — On peut enrichir les minerais par un triage fait à la main, lorsqu'ils sont en gros morceaux, ou par un lavage qui entraîne les parties les plus légères, lorsqu'ils sont en menu.

La préparation mécanique a souvent une grande importance, et recule beaucoup les limites de richesse au-dessous desquelles un minerai ne peut être utilisé. Ainsi, quoiqu'un minerai d'étain doive contenir au moins 60 0/0 de métal pour pouvoir être traité dans une usine, on exploite des minerais à moins de 1 0/0, parce que la préparation mécanique en est relativement facile. Pour les minerais d'or, la préparation mécanique constitue presque tout le traitement.

La préparation d'un minerai est d'autant plus facile que le

minéral qu'on veut isoler a une densité plus différente de celle de ses gangues, et s'y trouve moins intimement mélangé. Lorsque les divers éléments sont disséminés dans le minerai en particules très petites et très mélangées, on ne peut l'enrichir qu'après l'avoir broyé. Lorsqu'on a à séparer des éléments de densités peu différentes, on peut parfois lever la difficulté en intercalant, au milieu de la préparation, certains traitements chimiques. Ainsi le grillage modifie profondément les propriétés physiques des sulfures en les transformant en oxydes ou en sulfates ; ils deviennent plus légers et plus friables, et, s'ils sont à l'état de sulfates, la plupart se trouvent rendus solubles. Si donc un sulfure se trouve avec un autre minéral de même densité, mais que le grillage n'altère pas, la séparation, impossible à l'état naturel, deviendra facile quand le minerai aura été grillé. Cette propriété est utilisée pour séparer l'oxyde d'étain des sulfures métalliques qui l'accompagnent.

Avec les perfectionnements que les appareils de lavage ont reçus depuis un certain temps, on peut dire qu'il y a peu de séparations impossibles en théorie ; mais, dans bien des cas, un enrichissement poussé trop loin deviendra désavantageux, à cause non seulement de la dépense, mais aussi des pertes qu'il provoque.

Lorsqu'on lave des menus, des particules très fines des minéraux les plus riches peuvent être entraînées ; il y a donc des pertes, d'autant plus fortes que le minerai est plus menu. Ces pertes affectent surtout les minéraux friables, qui, lorsqu'on est obligé de faire un broyage, se réduisent en poudre plus fine que les autres : la plupart des minéraux de l'argent sont dans ce cas. On devra tenir compte de toutes ces considérations lorsqu'on voudra fixer à quel degré d'enrichissement il faut s'arrêter pour réaliser le plus grand bénéfice.

**15. Limite de l'enrichissement.** — Le problème ne se pose pas tout à fait de même, pour l'exploitant de mines qui veut vendre son minerai, ou pour l'industriel qui est à la fois propriétaire d'une usine et d'une mine. Le premier se guidera sur les formules d'achat : pour savoir si une opération est fructueuse, il lui faudra établir d'une part la valeur commerciale du minerai avant l'opération, d'autre part la valeur commerciale du produit, en tenant compte de la diminution de poids, et il verra si la plus-value acquise compense les frais de l'opération.

Appelons  $x$  la teneur d'un minerai déjà enrichi : on se demande s'il y a lieu de le soumettre à une nouvelle opération. Supposons que les frais de cette opération soient  $f$ , et qu'on obtienne comme produit une fraction de tonne  $\frac{1}{m}$  à la teneur  $y$ ; la valeur commerciale primitive sera, en se reportant au type des formules d'achat :

$$px - (np + A).$$

La valeur définitive sera :

$$p \frac{y}{m} - (np + A) \times \frac{1}{m}$$

et la condition pour qu'il y ait gain sera :

$$(1) \quad px - (np + A) + f < p \left( \frac{y}{m} \right) - (np + A) \times \frac{1}{m}.$$

S'il n'y avait pas de déchet, la quantité de métal contenu dans les produits serait égale à la quantité primitive et on aurait  $\frac{y}{m} = x$ .

$$(2) \quad (np + A) \times \frac{y}{x} > (np + A) + f, \text{ ou } f < (np + A) \frac{(y - x)}{x}$$

En réalité il y a un déchet et  $\frac{y}{m}$  est plus petit que  $x$ ; on peut écrire l'inégalité comme il suit :

$$(3) \quad (np + A) \times \left( 1 - \frac{1}{m} \right) > p \left( x - \frac{y}{m} \right) + f.$$

Les deux membres seront positifs : le second représente exactement la perte provenant du déchet, augmentée des frais de traitement ; le premier représente le bénéfice provenant de la diminution de poids du minerai, car  $A$  représente les frais de traitement d'une tonne à l'usine et  $A \left( \frac{m-1}{m} \right)$  est la différence entre ces frais et ceux qu'exigera la fraction de tonne  $\frac{1}{m}$ .

On remarquera que, d'après l'équation (2), toutes choses égales d'ailleurs, l'opération sera d'autant plus avantageuse que le cours du métal sera plus élevé ; en effet, pour les minerais dont la préparation donne peu de déchets, comme ceux de fer, d'étain,

d'or, l'enrichissement est toujours poussé d'autant plus loin que le métal à retirer est plus précieux. Mais, d'après l'équation (3), il n'en sera pas toujours ainsi : si le déchet est petit,  $x$  étant peu différent de  $\frac{y}{m}$ , le coefficient de  $p$  dans le second membre est plus petit et la règle subsiste ; si, au contraire, le déchet est important,  $x$  est bien plus grand que  $\frac{y}{m}$ , le coefficient de  $p$  dans le second membre devient plus grand que dans le premier, et l'opération devient impossible pour peu que  $p$  soit élevé : c'est le cas qui se présentera rapidement pour les minerais d'argent. On voit aussi que l'enrichissement devra être poussé d'autant plus loin que  $np + A$  est plus grand, c'est-à-dire que les dépenses et les pertes du traitement métallurgique sont plus importantes.

Si le minerai contenait deux métaux utiles, et que le déchet qu'ils subissent fût différent, il faudrait écrire deux inégalités semblables, une pour chacun des deux métaux, et les additionner membre à membre. Le problème deviendrait plus complexe ; cependant l'expérience permettra toujours d'établir les résultats réels d'une opération, c'est-à-dire de déterminer  $f$ ,  $x$ ,  $y$ , et  $m$  ; il suffira de peser et d'analyser les produits pendant un certain temps, et, ces coefficients une fois connus, on pourra toujours décider si l'opération est avantageuse : seulement, ces coefficients ne seront bien connus qu'après des essais en grand, faits sur le minerai même qu'il s'agit de traiter. Le rendement d'un appareil de lavage varie beaucoup avec la nature des minerais, et on peut se faire de grandes illusions quand on l'évalue *à priori* pour un minerai nouveau.

La discussion sera bien plus difficile encore pour l'exploitant qui fond lui-même ses minerais. La comparaison à effectuer sera toujours la même, mais il faudra y faire entrer les frais réels du traitement métallurgique et les pertes réelles auxquelles il donne lieu : or ces éléments varient avec la nature du minerai. Ainsi les équations précédemment écrites s'appliqueraient encore, mais  $n$  et  $A$ , au lieu de représenter des constantes conventionnelles, comme dans les formules d'achat, représenteraient le déchet et les dépenses réelles qui se produisent à l'usine quand on traite une tonne de minerai : ces coefficients dépendraient alors de la teneur du minerai et l'équation (1) deviendrait :

$$px - (np + A) + f < p \left( \frac{y}{m} \right) - (n'p + A') \times \frac{1}{m}.$$

$n$  et  $A$  seraient fonctions de  $x$ , et  $n'$  et  $A'$  seraient fonctions de  $y$ . Pour résoudre la question rigoureusement, il faudrait connaître la relation qui relie  $n$  et  $A$  à la teneur  $x$ , et on ne peut la connaître que si on a étudié à fond le roulement de l'usine avec des minerais de différentes teneurs.

Comme il faut un assez long temps de marche, avec un minerais régulier, pour qu'on puisse connaître exactement le roulement d'une usine et qu'il est même souvent très difficile de bien évaluer les pertes, ces relations ne sont jamais bien connues. Par suite, dans chaque cas particulier, il faudra procéder par tâtonnement. Ce n'est qu'après avoir essayé en grand une opération et après avoir établi pour une période assez longue la balance des frais et des bénéfices, à l'usine aussi bien qu'à l'atelier de lavage, qu'on pourra dire si l'opération est avantageuse.

L'étude du mode de préparation le plus convenable pour un minerais exige une mise en œuvre de grandes quantités ; les appareils pratiques ont un débit considérable et il faut les faire marcher un certain temps de suite pour pouvoir les bien régler.

A l'université de Columbia, on a installé un laboratoire d'études où tous les produits séparés retombent à l'étage inférieur, dans un réservoir unique, d'où ils sont remontés par une pompe centrifuge ; les différentes catégories se mélangent à nouveau et reproduisent à peu près le minerais primitif qui est repassé par les appareils de séparation. On peut ainsi travailler d'une manière continue sur une quantité de minerais limitée.

Ce procédé ne convient naturellement qu'à des matières assez finement broyées ; il a été imaginé surtout pour faciliter le travail des élèves qui apprennent à régler les appareils, mais il peut être utilisé pour faire des essais sur une quantité limitée de minerais.

**16. Emplacement des ateliers de lavage.** — Le plus souvent le lavage doit se faire près des mines ; la dépense de combustible qu'il exige est faible et elle est même nulle quand on dispose d'une force motrice naturelle. La main-d'œuvre fait la plus grosse part des frais : ce travail est du reste facile et il n'y a presque pas besoin d'ouvriers spéciaux. Ainsi, un atelier de lavage n'exige pas, comme une usine métallurgique, des conditions locales difficiles à rencontrer. En l'établissant près des gise-

ments métalliques, lorsque l'usine en est éloignée, on réduira le poids du minerai qu'on sera obligé de transporter du premier point au second, et par suite on diminuera les frais de transport.

La préparation mécanique peut donc être considérée comme une dépendance de l'exploitation des mines plutôt que de la métallurgie : du reste, les moyens employés, le mode de travail, les appareils, n'ont rien de commun avec ceux qu'on rencontre dans les usines métallurgiques. Nous ne les étudierons pas ici.

Nous nous contenterons d'indiquer que les frais de préparation varient en général entre 1 et 5 fr. par tonne de minerai brut traité. Ils se rapprocheront du premier chiffre lorsqu'on aura à séparer seulement un minerai lourd de sa gangue et que le mélange ne sera pas trop intime, du second lorsqu'il faudra séparer plusieurs minéraux de densité voisine ou très intimement mélangés entre eux.

Nous signalerons deux procédés spéciaux, relativement nouveaux, où la séparation n'est pas fondée sur la densité, et qui peuvent rendre de grands services dans certains cas difficiles. Tous les deux offrent l'avantage de diminuer les pertes par entraînement.

**17. Procédé Ellmore.** — Le procédé Ellmore est un système de lavage spécial, fondé sur une sorte d'affinité physique que certains minéraux ont pour l'huile.

Il supprime une cause importante des pertes, provenant du flottage sur l'eau de certaines matières très fines. Les substances lamelleuses, lorsqu'elles sont à un état de grande finesse, peuvent, malgré leur densité, ne pas pénétrer dans l'eau et rester à la surface du courant. Elles sont alors perdues avec les stériles ; cela se présente fréquemment, par exemple, pour l'or finement divisé et pour la plupart des minéraux argentifères. Lorsqu'il s'agit de minerais riches en métaux précieux, cette perte devient très importante.

On a essayé de recueillir à part la couche flottante ; l'huile a pour effet de l'isoler et même de l'enrichir. Elle forme une couche superficielle visqueuse à laquelle adhèrent les particules métalliques et celles de la plupart des sulfures, tandis que les autres minéraux glissent dessus et vont s'enfoncer dans le courant d'eau.

Les poussières sont déversées à la tête d'un bac allongé où

l'on ajoute en même temps une certaine quantité d'huile provenant des résidus de raffinage du pétrole ; un convoyeur à hélice, muni de palettes pour briser les matières, entraîne lentement la couche huileuse jusqu'à l'extrémité du bac ; les matières stériles et les gros grains sortent alors par le fond, avec le courant d'eau, et l'huile s'échappe par un déversoir, mélangée aux poussières riches, avec lesquelles elle forme une bouillie visqueuse. On la passe enfin dans uneessoreuse, qui permet de séparer les poussières par la force centrifuge, et de recouvrer la plus grande partie de l'huile, qui peut être réemployée.

L'or fin et la plupart des sulfures adhèrent à l'huile : les oxydes, la blende n'y adhèrent pas et tombent dans le courant d'eau.

Il faut environ une tonne d'huile et cinq tonnes d'eau pour traiter une tonne de minerai, mais la perte d'huile ne dépasse guère huit litres par tonne. La quantité d'huile qui reste adhérente aux poussières après l'essorage est de 2 à 4 0/0 ; sa présence est plutôt avantageuse pour la fusion ou l'agglomération ultérieure des poussières riches.

**18. Triage magnétique.** — Le triage magnétique ne s'employait guère autrefois que pour séparer les parcelles de fer qui peuvent se trouver dans les détritits d'atelier : ainsi on purifie de cette manière, avant de les refondre, les copeaux de cuivre, de laiton ou de bronze donnés par les tours : il peut être utile de passer à un trieur magnétique les minerais destinés à être broyés, qui peuvent parfois contenir des fragments d'outils capables de faire casser les appareils.

On a ensuite appliqué le procédé à l'enrichissement des minerais de fer magnétiques ; des électro-aimants soulèvent les fragments attirables et les laissent retomber quand on interrompt le courant : on ne peut traiter ainsi que des oxydes franchement magnétiques.

Certains minéraux, comme la pyrite, peuvent être rendus magnétiques par un grillage dans une atmosphère peu oxydante ou avec intervention de la vapeur d'eau ; on peut augmenter le magnétisme du sesquioxyde de fer par calcination dans un four à atmosphère réductrice.

Actuellement, on a beaucoup étendu le domaine de ces procédés en employant des champs magnétiques très puissants.



Tous les minéraux contenant du fer, même en faible proportion, deviennent plus ou moins attirables, et on peut les séparer les uns des autres par l'emploi successif de champs d'intensité graduée.

*Appareils Wheterill.* — Les procédés Wheterill ont actuellement de nombreuses applications en Amérique et en Allemagne, principalement pour le traitement des minerais de zinc ferreux.

Les machines reçoivent des dispositions assez variées et peuvent se distinguer en deux types ; dans l'un, qui s'applique aux substances notablement magnétiques, les particules attirables

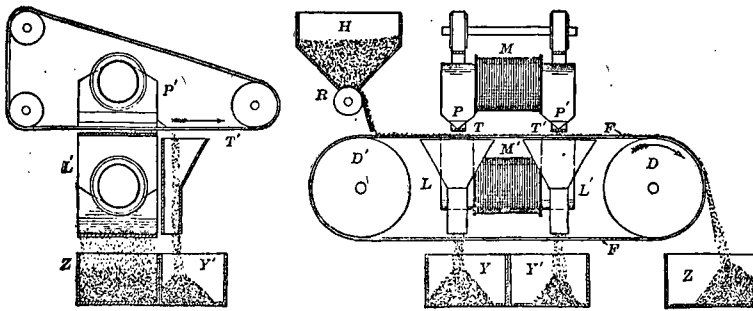


Fig. 8. — Séparateur.

MM' électro-aimants ; PP' pièces polaires ; DD' courroie amenant les minerais bruts et conduisant les stériles en Z ; TT' courroies transversales déversant les matières magnétiques en YY'.

sont soulevées par l'action des aimants et entraînées par une courroie transversale, sur la partie inférieure de laquelle elles viennent se coller. Dans le second type, applicable aux substances plus faiblement magnétiques, les poussières sont simplement déviées de la direction générale du mouvement par l'attraction du champ magnétique.

Dans les deux cas, on crée un champ magnétique d'étendue restreinte ayant la forme d'une zone droite, au moyen d'une disposition toute spéciale des pièces polaires. L'armature en fer qui constitue ces pièces (fig. 9) se compose d'une tige massive B, en relation avec le noyau, large et massif, d'un solénoïde. Cette tige se termine par une sorte de bec aminci X, arrondi de manière à concentrer les lignes de force sur une zone droite. L'autre pièce polaire, analogue, vient se placer en face, contre la

courroie sur laquelle chemine le minerai, de manière à réduire l'entrefer aux dimensions les plus faibles.

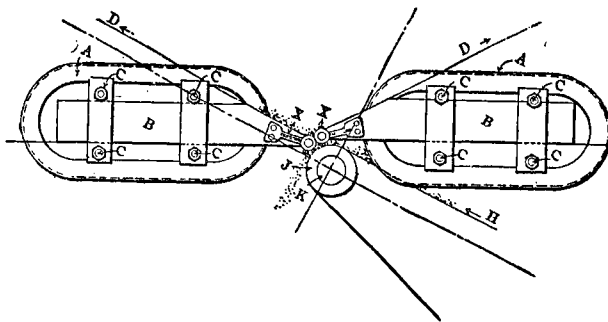


Fig. 9. — Coupe des pièces polaires.

Dans le second type, les pièces polaires sont au nombre de trois ; par cette disposition on arrive à employer des courants assez faibles ; tout en obtenant des champs magnétiques de grande intensité ; le voltage ne dépasse pas 15 à 30 volts, quoique l'on puisse aller parfois jusqu'à 110 ; l'intensité du courant varie jusqu'à 20 ampères, suivant que la différence des propriétés magnétiques est plus ou moins marquée.

Le prix du traitement, pour des minerais de franklinite, est estimé en Amérique à 4 fr. environ par tonne ; on sépare de la franklinite, contenant 30 0/0 de fer, et du minerai de zinc à 50 0/0, qui ne tient guère plus de 2 0/0 de fer.

En Allemagne, on traite de cette manière des minerais de galène, de blende et de sidéros, et le coût du traitement se monte environ à 1 fr. 80 par tonne, sans tenir compte de l'amortissement.

L'installation d'une usine pouvant traiter plus de trois tonnes à l'heure a coûté 125.000 fr. ; en comptant 20 0/0 d'amortissement, le prix du traitement serait de plus de 4 fr. par tonne.

**19. Broyage.** — Il y a des opérations pour lesquelles l'état de division extrême du minerai, au lieu d'être un inconvénient, devient une nécessité. C'est ce qui arrive lorsque la matière doit subir complètement l'influence d'un réactif quelconque, tout en restant solide : dans ce cas, s'il y avait des fragments un peu gros, l'intérieur échapperait à la réaction. Ainsi, pour l'amalgamation, où les minerais doivent être mis en contact intime avec

le mercure, pour les grillages à mort, où les sulfures doivent être complètement oxydés par l'air, pour le grillage chlorurant, où il faut à la fois le contact de l'air et celui du sel, les matières doivent être réduites en farine presque impalpable (on appelle cette farine *pulpe* dans les usines d'amalgamation). Dans bien d'autres cas, surtout pour les traitements qui doivent se faire au réverbère, les minerais subissent d'abord un broyage plus ou moins complet.

Les appareils employés pour le broyage sont les cylindres broyeurs, les bocards et les meules. Les premiers sont les plus commodes et les plus économiques ; ils font moins de poussière que les autres, et donnent des fragments de dimension assez régulière : on les préférera quand on n'aura pas besoin de faire un broyage à mort. Mais pour pousser la division aussi loin que possible, il faut recourir aux bocards ou aux meules : le meilleur procédé paraît être de commencer le travail avec des cylindres et de l'achever avec des meules ; cependant les bocards sont encore très employés dans certaines régions, surtout en Amérique. Pour les minerais de moyenne dureté, on peut employer les moulins à boulets, où la matière passe dans un cylindre tournant avec des boulets d'acier. Ces appareils fonctionnent bien : ils n'ont d'autre inconvénient que l'usure trop rapide des boulets par les minerais durs.

**20. Concassage.** — Si le minerai qu'on veut broyer est en très gros morceaux, il faut le préparer d'abord avec le concasseur à mâchoires ; c'est ce qu'on fait souvent pour préparer le minerai qui doit être passé aux fours à cuve ou grillé en cases ; les morceaux par trop gros ne subiraient qu'incomplètement les réactions qu'on veut produire, leur fusion serait trop lente, leur présence rendrait la descente des charges irrégulière, etc.

Ce genre de préparation se nomme concassage.

**21. Prix de revient.** — Le broyage d'un minerai dans des conditions ordinaires (par exemple pour passer au tamis n° 9) peut coûter de 1 à 2 fr. la tonne, au plus, suivant la dureté de la matière et l'importance des installations. Lorsqu'on veut réaliser une véritable porphyrisation, les frais peuvent s'élever à 5 fr. et même à plus.

## § 4. — AGGLOMÉRATION

**22. Utilité de l'agglomération.** — Lorsqu'un minerai contient une trop forte proportion de poussières fines, il devient difficile à traiter dans les fours à cuve : d'autre part l'emploi des fours à réverbère est toujours plus coûteux.

Il peut y avoir avantage à agglomérer les menus. Cette opération est encore d'un usage assez rare, mais elle tend à se répandre de plus en plus : on l'applique souvent aujourd'hui aux minerais de fer concentrés par la préparation magnétique, aux minerais de manganèse lavés, aux minerais de cuivre et de plomb, et surtout aux poussières fines recueillies dans les cheminées et les conduites.

Parfois on reprend, de cette manière, d'anciens tas de schlamms abandonnés. En chargeant les poussières sous cette forme, au lieu de les ajouter simplement à une proportion suffisante de gros, on augmente la production moyenne du fourneau de 10 à 20 0/0, et l'on évite les descentes irrégulières et les obstructions ; de plus, on diminue l'entraînement par les gaz et la quantité de fines poussières qui sont à recueillir dans les conduites.

**23. Agglomération par cuisson.** — Lorsque les minerais sont un peu fusibles, on peut les agglomérer sans addition aucune en cuisant les briquettes à haute température dans un four à réverbère, de manière à les fritter ; le minerai humide s'agglomère suffisamment, sous une forte pression, pour donner des briquettes que l'on peut porter au four en les maniant avec précaution. On peut faciliter cette manœuvre en plaçant, au fond de chaque moule, une plaquette de tôle mobile, qui sert de support aux briquettes et les accompagne jusqu'au moment où elles ont pris une solidité suffisante.

Ce procédé a été employé en Suède et en Finlande pour des minerais de fer magnétique contenant de l'amphibole et du pyroxène ; il donne d'assez bon résultats, mais la cuisson doit être faite à très haute température. Il pourrait sans doute être appliqué aux minerais de cuivre, et surtout aux minerais plombeux, qui sont plus fusibles, et qui se friteraient à température modérée.

On a étendu ce procédé à des minerais de fer plus riches et moins fusibles, en leur ajoutant un peu de laitier pulvérisé, qui sert d'agglomérant à chaud. Ce système s'appliquerait sans doute très bien au minerai de cuivre et plomb, car on repasse toujours avec ce minerai des proportions assez fortes de scories riches : comme ces scories sont faciles à pulvériser, leur introduction dans les briquettes ne causerait presque aucune dépense nouvelle.

**23'. Agglomérants minéraux.** — L'agglomération peut se faire à froid, en ajoutant aux minerais un peu d'argile ; c'est peut-être le procédé le moins coûteux. On l'a employé parfois sans machine spéciale, en faisant simplement des boulettes à la main ; le moulage est plus facile que dans tous les autres cas, à cause de la plasticité de l'argile.

Il y a toutefois inconvénient à introduire une matière stérile et qui ne joue aucun rôle utile dans la fusion, mais cet inconvénient peut être assez faible lorsque les substances à traiter sont par elles-mêmes assez fusibles, ou bien lorsque l'opération n'exige pas une très haute température. Ainsi on peut agglomérer de cette manière les minerais menus de mercure qui sont destinés à être grillés mais non fondus.

On emploie parfois le même procédé pour agglomérer les minerais de fer d'Ecosse, qui sont en carbonates faciles à réduire et à fondre.

Il est préférable d'employer la chaux comme agglomérant toutes les fois que cette substance peut être utile pour la formation des laitiers : c'est ce que l'on fait le plus souvent pour l'agglomération des résidus de pyrite, et des minerais de fer dans beaucoup d'autres cas ; mais ce procédé exige des installations mécaniques plus puissantes. On ajoute au minerai 5 à 10 0/0 de chaux caustique ; les briquettes doivent être moulées à haute pression : elles ne prennent une certaine solidité qu'après une exposition assez longue à l'air ou une cuisson à température modérée dans un four à réverbère, où la chaux se carbonate.

Il est avantageux d'employer les chaux hydrauliques à prise rapide. En Amérique, on l'ajoute sous forme de lait de chaux épais, qu'on malaxe longtemps avec le poussier.

On a essayé avec succès de remplacer une partie de la chaux par un mélange de sel et de soude. Quel que soit l'agglomérant

employé, on peut ajouter aux briquettes une certaine proportion de poussier de charbon. Ceci offre l'avantage d'utiliser les charbons menus que l'on ne peut pas charger dans les fours à cuve ; le charbon intimement mélangé avec le minerai réagira mieux sur lui et la dépense totale de combustible pour la réduction pourra s'en trouver diminuée. Pour les minerais de fer difficiles à réduire, comme les scories de forge silicatées, on facilitera le traitement en les mettant sous forme de briquettes contenant, en mélange intime, à la fois le charbon de réduction et la chaux destinée à agir comme fondant par sa combinaison avec la silice.

**23". Agglomération par le charbon.** — Lorsque l'on a des menus de charbons gras capables de faire du coke, ils peuvent jouer le rôle d'agglomérants. On a fait sur les minerais de fer des essais fort intéressants, où l'agglomération était remplacée par une simple calcination ; en ajoutant aux minerais 30 à 40 0/0 de charbon à coke, puis carbonisant à la manière ordinaire, on obtient un coke qui est encore assez dur et qui contient en mélange intime le fer parfaitement réduit. Les parties volatiles du charbon sont ainsi utilisées pour commencer la réduction.

Ce procédé aurait l'avantage de supprimer à peu près les dépenses d'agglomération ; toutefois, le coke ainsi obtenu est forcément un peu friable, et ne pourrait être employé que dans des fours *peu élevés*, ou bien en mélange avec une forte proportion de lit de fusion ordinaire.

Jusqu'à présent il ne paraît pas y avoir eu d'application industrielle de ce procédé. On obtiendra des briquettes plus solides en comprimant le mélange avant calcination ; on peut alors réduire la proportion de poussier de charbon et y mélanger un peu de brai ou de goudron. La calcination doit être faite dans des fours spéciaux et elle est relativement peu coûteuse.

Dans le même ordre d'idées, nous signalerons les nouveaux procédés d'agglomération appliqués aujourd'hui avec succès au charbon maigre, et qui donneraient sans doute de bons résultats avec les minerais : ils consistent dans l'emploi d'un agglomérant spécial que les inventeurs ont nommé le *ricco-carbone*. Cette matière se prépare en distillant le goudron à température modérée, de manière à y laisser la plus grande partie d'huile lourde ; le brai ainsi obtenu serait trop fusible, mais on lui fait subir une sorte de saponification en y incorporant de la chaux ; on a

ainsi un produit qui ne se ramollit pas au feu, dont le pouvoir agglomérant est considérable, et qui donne des briquettes très solides. Dans les régions où l'on peut avoir du goudron à bon marché, ce système donnerait sans doute de bons résultats pour l'agglomération des minerais, et surtout pour la fabrication des briquettes mixtes avec le minerai et le poussier de charbon maigre.

**24. Machines à agglomérer.** — Toutes les machines à moule fermé peuvent être employées pour agglomérer les minerais.

Il est utile de donner une pression forte et progressive ; on comprime souvent à 300 ou 400 kil. par  $\text{cm}^2$  et on est allé parfois à 600. La presse hydraulique et la presse Couffinhal seront donc préférables toutes les fois que le mélange ne sera pas très plastique.

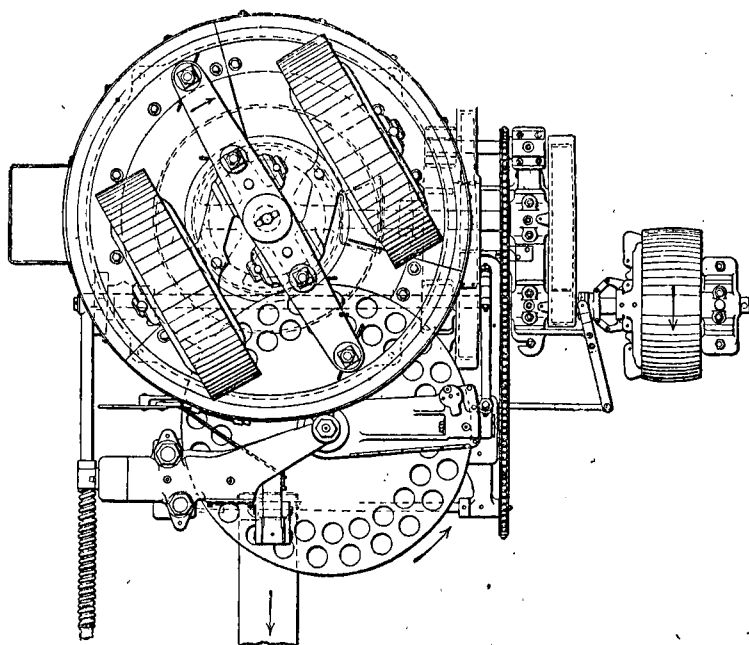


Fig. 10. — Machine à agglomérer à plateau.

Comme nous l'avons dit plus haut, il peut être commode de placer au fond du moule une plaque d'acier que le piston de moulage soulève, et qui sert de support pour enlever et manier

la briquette sans danger, lorsqu'elle est encore fraîche et peu solide.

En Amérique, où l'agglomération tend à devenir d'un usage courant pour les poussières de condensation provenant des fours à cuivre ou à plomb, on emploie deux types principaux de machines, dus tous les deux à M. White.

La première est à plateau tournant (fig. 10). Le mélange est malaxé par une meule ; sur une partie de la périphérie, la cuve est creuse, et les rouleaux tassent la pâte dans les moules portés par un plateau qui se place au-dessous. Les moules passent ensuite sous un sommier fixe pour subir une compression complémentaire (la compression par les rouleaux, qui existait seule dans la machine primitive, a été reconnue insuffisante), puis un bras articulé opère le démoulage

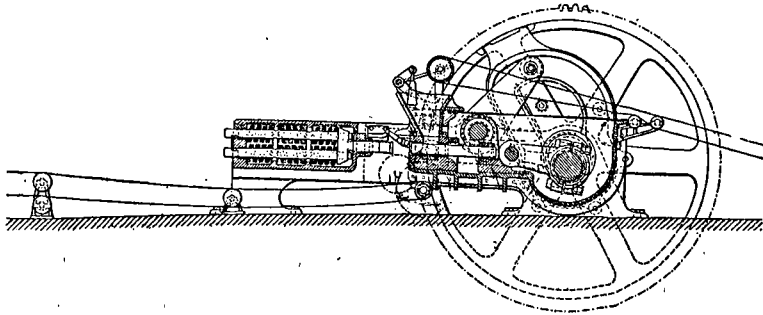


Fig. 11. — Machine à briquettes, à ressorts.

La seconde est une machine à pistons et ressorts (fig. 11) ; le mélange, après avoir traversé des malaxeurs à ailettes, tombe dans une trémie et de là dans un cylindre horizontal, où le pousse un piston mù par une came : la briquette sort en refoulant un contre-piston maintenu par des ressorts puissants.

Cette machine, simple et robuste, réunit jusqu'à un certain point les avantages respectifs du moule ouvert et du moule fermé, car elle fonctionne à moule ouvert, mais avec une contre-pression qui doit être surmontée avant la sortie.

La pression peut être réglée à volonté ; à chaque tour, la briquette comprimée avance d'un quart de pouce, la course du piston étant d'un pouce.

Le démoulage se fait par une came qui, à des intervalles réguliers, vient retenir en arrière le contre-piston et repousser d'au-



tre part le moule, de manière à laisser tomber la briquette. Trois pistons parallèles fonctionnent alternativement, de manière à régulariser l'effort.

La forme la plus employée est celle de briquettes cylindriques pesant de 1 à 2 kil. et ayant 8 à 10 cm. de diamètre sur 6 à 7 de hauteur. Une machine peut faire 50 tonnes par journée de 12 heures.

Les briquettes sont séchées à une température de 100 à 200° ; ce séchage dure de 36 à 15 heures suivant la température du four.

*Prix de revient.* Dans les conditions ordinaires, l'agglomération des minerais avec 5 à 10 0/0 de chaux, ce qui est le procédé le plus employé, pourra coûter entre 3 et 4 fr. la tonne. Le prix monte parfois au-dessus de 5 fr.

---

## CHAPITRE II

### SÉCHAGE. CALCINATION. GRILLAGE.

---

**25. Exposé.** — Les opérations préliminaires par lesquelles débute souvent le traitement métallurgique présentent ce caractère distinctif qu'il n'y a pas changement d'état physique du minerai, ni séparation de matières solides ou fondues, mais seulement élimination de matières volatiles. Elles se font en général à des températures modérées et peuvent souvent s'effectuer à l'aide de la chaleur perdue des fours métallurgiques. La principale question est de diminuer la main-d'œuvre et d'augmenter le rendement calorifique par l'emploi de fours à circulation méthodique.

Ces opérations peuvent se diviser en trois catégories : le séchage, la calcination et le grillage.

Le *séchage* a pour effet d'éliminer seulement l'humidité ; il se fait à une température qui n'excède pas généralement 150°.

La *calcination* sert à éliminer l'eau combinée à l'acide carbonique de certains composés ; elle s'effectue à une température plus élevée, qui peut atteindre parfois 600°.

Le *grillage* est une opération beaucoup plus importante, accompagnée de transformations chimiques, et ayant pour but d'éliminer totalement ou partiellement le soufre et d'amener les sulfures à l'état d'oxydes. Il ne s'applique qu'aux minerais sulfurés et diffère des deux opérations précédentes parce qu'il exige, en même temps que le chauffage, l'action oxydante de l'air.

#### § 1. — SÉCHAGE

**26. Avantages du séchage.** — Le séchage préalable des minerais est souvent inutile ; cependant son emploi tend à se

répandre depuis quelques années, parce qu'il contribue à augmenter la production des fours métallurgiques. Un minerai humide chargé dans un four de traitement commencera par s'y dessécher ; mais, pendant ce temps, la température du four se trouvera abaissée, et l'opération métallurgique en sera ralentie. Pour activer la production, on cherche aujourd'hui à éviter toutes les causes de refroidissement dans le four, et il peut y avoir intérêt à n'y charger que des matières sèches. Le séchage peut, du reste, se faire avec les flammes perdues, ce qui revient à diviser le four primitif en deux parties, l'une restant toujours à haute température et effectuant les traitements métallurgiques, l'autre réservée au séchage préliminaire et préparant les matières avant de les laisser arriver à la première : on se rapproche ainsi des conditions du chauffage méthodique.

La plupart des minerais ne sont pas très hygrométriques, et, lorsqu'ils ont été conservés un certain temps à l'air et à l'abri de la pluie, ils contiennent peu d'humidité. Leur teneur dépasse rarement 4 à 5 0/0 ; dans ces conditions, le séchage offre peu d'intérêt. Lorsqu'ils ont été lavés ou agglomérés en briquettes, la proportion d'humidité peut aller à 10 0/0 ou 15 0/0, et le séchage préalable est alors indiqué ; ce cas se présente surtout pour les menus.

**27. Divers modes de séchage.** — Le séchage des minerais naturels peu humides se fait sans installation spéciale, en les étendant sur des aires, avec les plaques de tôle qui recouvrent les fours à réverbère où ils doivent être traités. Parfois aussi on peut faire circuler les gaz sortant du four autour des trémies de chargement qui se trouvent au-dessous de la voûte, et où les charges de minerai sont emmagasinées. Ce système est employé dans la plupart des fours de première fusion traitant des minerais sulfurés menus.

Lorsque l'on a affaire à des matières assez humides, il faut une installation spéciale avec circulation méthodique des gaz chauds et du minerai ; le système le plus employé en Amérique est celui des fours rotatifs à cylindres inclinés (fig. 12) ; on peut les chauffer avec les gaz perdus des fours ou avec un foyer spécial brûlant des combustibles de peu de valeur. Le foyer Perret permettrait d'utiliser les mâchefers et les cendres des autres fours. On emploie aussi le système des tunnels, dans lesquels le mine-

rai est chargé sur de petits wagons à claire-voie qui circulent en sens inverse du courant de gaz chauds. Ce procédé s'applique surtout au minerai aggloméré en briquettes, qu'il ne faut pas exposer aux secousses.

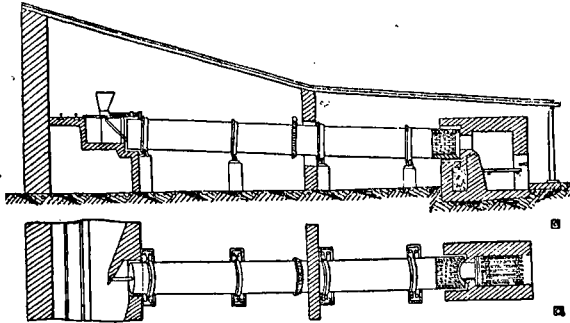


Fig. 12. — Four tournant pour séchage ou calcination.

Suivant le degré d'humidité et la température des gaz, le séchage complet exige un temps plus ou moins long : pour des briquettes contenant environ 13 0/0 d'eau, on estime qu'il faut à peu près 16 heures, si le four est à la température moyenne de 120° ; le temps peut être réduit à 5 ou 6 heures, si l'on atteint la température de 200°.

## § 2. — CALCINATION

**2S. Considérations générales.** — La calcination peut être motivée par les mêmes considérations que nous avons indiquées à propos du séchage : les hydrates et les carbonates se décomposeront dans les fours métallurgiques en diminuant la température et ralentissant la production, car les réactions essentielles ne commenceront en général qu'une fois cette décomposition achevée ; il est donc préférable de l'opérer à part, surtout si cela peut se faire avec les chaleurs perdues. Lors même qu'on est obligé d'employer des foyers spéciaux, il peut y avoir encore avantage à le faire, parce que dans les fours à calcination, qui sont à température relativement basse, on peut brûler des combustibles moins coûteux que ceux qui servent dans les fours métallurgiques.

Les hydrates se décomposent, en général, à une température

qui n'excède pas 300° ; les carbonates exigent plus de chaleur et ne commencent à se décomposer qu'au delà de 400° ; le carbonate de chaux exige plus de 600°.

La calcination des minerais à gangue calcaire ou des calcaires chargés dans les fourneaux comme fondants se pratique assez rarement, parce que la chaux reprend très vite de l'acide carbonique à l'air : l'opération ne serait donc efficace qu'à condition de charger immédiatement le minerai calciné dans les fours ; du reste, elle exigerait une température souvent considérable et comparable à celle des fours métallurgiques. Cette opération ne trouve sa place que dans la fabrication des chaux et des ciments.

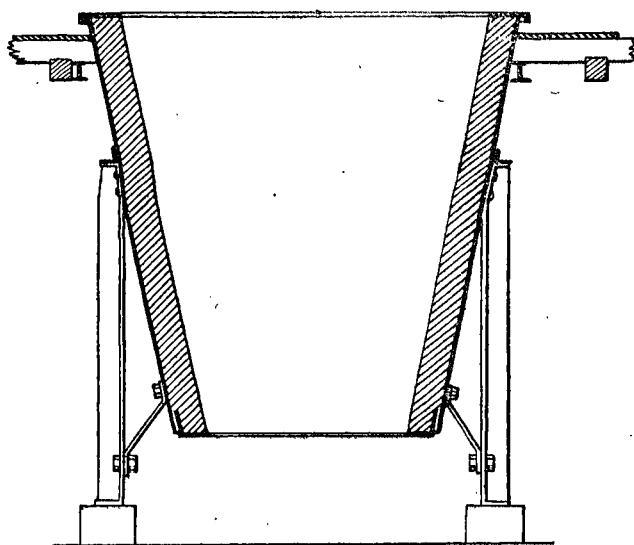
La calcination, en métallurgie, ne s'applique guère qu'aux minerais de zinc et aux minerais de fer.

La calcination des calamines, ou minerais de zinc carbonatés, a pour but d'éliminer aussi complètement que possible l'acide carbonique et l'humidité, la présence de toute matière volatile étant nuisible dans les fours de distillation du zinc, où elle augmente l'entraînement des vapeurs. Comme elle donne lieu à une diminution de poids assez considérable, elle se pratique le plus souvent sur les mines, afin de diminuer les frais de transport.

La calcination des minerais de fer carbonatés ou hydratés a un double but : 1° éliminer les matières volatiles pour éviter les causes de refroidissement dans les hauts-fourneaux ; 2° transformer tout le fer en sesquioxyde, qui est d'une réduction plus facile. Lorsque le minerai contient le fer à l'état de protoxyde ou d'oxyde magnétique, la calcination prend souvent le nom de grillage, et exige à la fois l'intervention de la chaleur et l'action oxydante de l'air, ce qui introduit une condition de plus pour l'étude des systèmes de fours et de leurs dimensions.

**29. Fours de calcination.** — Lorsque les minerais sont en morceaux ou ne contiennent pas une proportion très forte de menus, la calcination se fait presque toujours dans les fours à cuve. Ce sont ceux qui réalisent le plus complètement le chauffage méthodique et qui permettent la meilleure utilisation de la chaleur, parce que la nature de l'opération permet de laisser sortir les charges froides. Le minerai est introduit au gueulard avec 5 à 10 0/0 de charbon maigre : la vitesse de descente est réglée par la quantité que l'on extrait à la base du four ; la marche doit être conduite de manière que le feu se tienne dans une région

médiane, à peu près au tiers de la hauteur, et que les charges aient le temps de se refroidir avant d'arriver au bas, afin de restituer au courant gazeux la chaleur qu'elle emporterait sans cela. Lorsque ces conditions sont bien remplies, on peut réaliser une économie de combustible considérable.



*Echelle au 1/50*

Fig. 43. — Four de grillage de Siegen .

Pour les minerais de fer dont l'oxydation dégage une certaine chaleur, la consommation de charbon descend facilement à 3 0/0, et on est arrivé même à l'abaisser au-dessous de 1 0/0 en évitant toute perte de chaleur. Pour la calamine, qui exige une température plus élevée, on ne descend guère au-dessous de 5 0/0. On pourra brûler 8 à 10 0/0 dans les fours trop bas.

Le volume doit être calculé de manière à contenir la production de plusieurs jours, au moins de 36 heures. La marche se règle en retirant plus ou moins de minerai à la base et en modifiant le tirage ; le minerai ne doit pas sortir trop chaud et le feu ne doit pas gagner le gueulard.

Pour régler l'appel d'air, qui se fait par la chaleur du four lui-même formant cheminée, on peut employer des gueulards fermés, munis d'appareils de chargement comme ceux des fours à cuve, et faire échapper les gaz par des tuyaux munis de regis-

tres de réglage. Un système peut-être plus simple consiste à installer, à côté du four, une cheminée d'appel communiquant avec les galeries par lesquelles l'air arrive autour de la base : en ouvrant plus ou moins le registre de cette cheminée, on

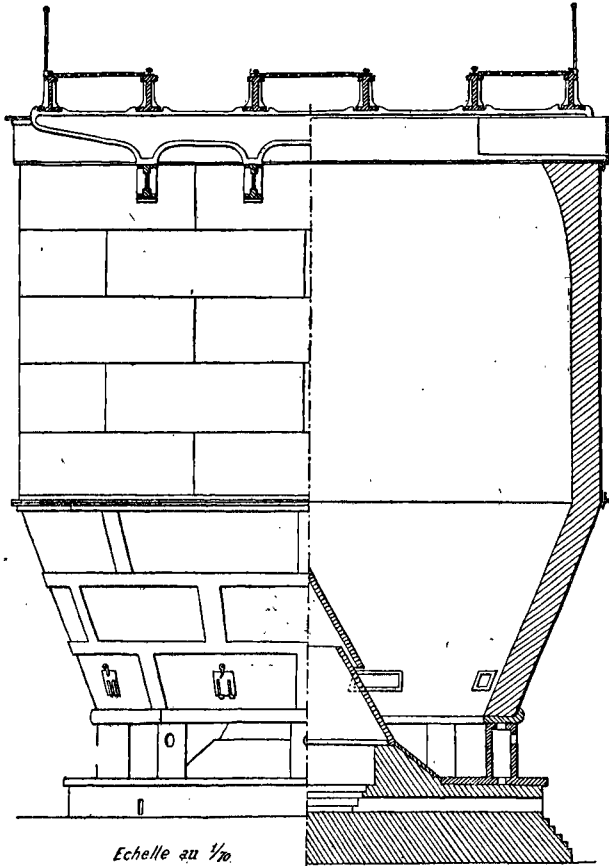


Fig. 14. — Four de grillage de Giers.

dérive le courant d'air, qui pénètre en moins grande abondance dans le four.

Les dimensions du four sont limitées par la nécessité de laisser les gaz pénétrer également dans toutes les parties et d'assurer la combustion uniforme du charbon : cette condition devient plus essentielle lorsqu'il faut assurer l'accès de l'air pour produire l'oxydation des minerais de fer ; dans ce cas on emploie souvent

des grilles coniques pour former la sole, ce qui permet l'arrivée de l'air au milieu de la base du four (fig. 14).

La hauteur peut se réduire à 2 m. 50 quand on traite des menus friables; on peut la porter à 8 ou 10 mètres pour les minerais en gros morceaux durs. Les fours élevés sont plus avantageux.

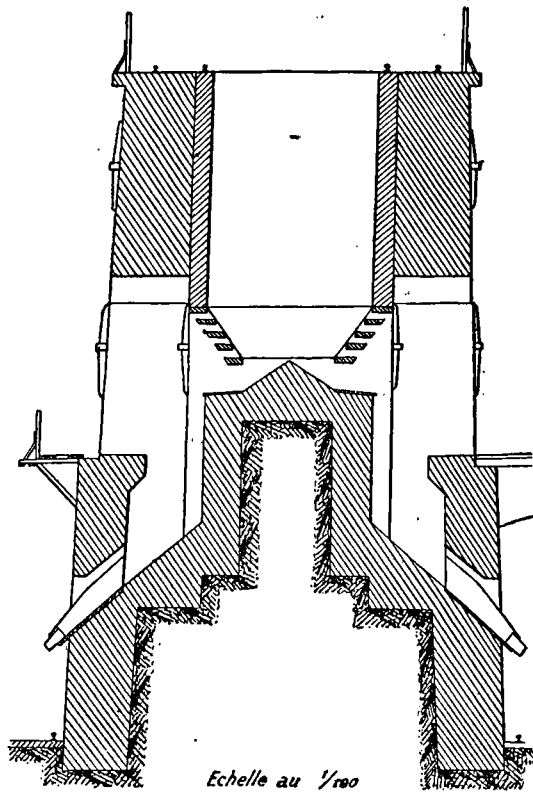


Fig. 15. — Four de grillage de Wagner.

Le diamètre varie d'ordinaire entre 1 m. 50 et 3 mètres. On peut le porter à 4 ou 5 mètres s'il y a admission de l'air au centre.

Lorsque le minerai contient une certaine proportion de menus, qui rendraient la masse trop peu perméable, on peut employer l'artifice de chargement qui a été appliqué au four de grillage d'Allevard, c'est-à-dire placer sur le gueulard une



grille conique qui rejette les gros morceaux en dehors et laisse tomber les menus au centre ; la combustion se fait alors facilement sur tout le périmètre, et la colonne centrale, moins perméable, se trouve suffisamment chauffée par les gaz qui l'enveloppent. Ce mode de chargement est l'inverse de celui que nous verrons indiqué pour les fours à cuve de réduction, où l'on cherche au contraire à augmenter la perméabilité au centre : cette différence s'explique par ce fait que, dans les fours à cuve, il est indispensable que les gaz qui doivent exercer une réaction chimique sur les minerais pénètrent au centre ; il faut contrarier leur tendance à suivre les parois, tandis que dans les fours de calcination où il suffit d'assurer le chauffage, il y a moins d'inconvénient à ce que la combustion soit localisée sur la périphérie de la section.

La dépense de main-d'œuvre est peu importante (environ  $\frac{1}{4}$  de journée par tonne), et les frais de calcination ne dépassent guère 1 à 2 francs dans des conditions favorables ; ils peuvent être de 3 à 5 francs pour la calamine.

Les fours coulants peuvent être chauffés au gaz, soit que l'on emploie les gaz perdus des hauts-fourneaux, soit que l'on brûle des combustibles humides ou des charbons coulants, qui ne pourraient pas être chargés directement dans le four. Dans ce cas, il faut ménager une chambre de combustion annulaire, afin d'assurer la bonne combustion des gaz, qui se ferait mal au contact des morceaux de minerais relativement froids. Cette chambre de combustion peut être constituée par un renflement du four, placé à une certaine hauteur au-dessus de la base et ménageant une sorte de couronne vide où les gaz viennent se mélanger à l'air. Le plus souvent on active la combustion par l'emploi d'air soufflé, que lancent des tuyères réparties tout autour de cette couronne (fig. 16).

On a employé quelquefois les fours à cuve à foyers latéraux, où la dépense de charbon est à peu près double de celle des fours à chauffage direct : si on ne peut pas mélanger le minerai au charbon, il vaut mieux adopter le chauffage au gaz.

Pour la calcination des menus fins, on employait autrefois des fours à réverbère ; aujourd'hui on emploie plutôt des fours à circulation continue. On peut appliquer les différents systèmes dont nous parlerons à propos du grillage. Le plus usité est peut-

être le four rotatif incliné ; on l'emploie beaucoup en Amérique pour la cuisson des ciments, et on le modifie de manière à rendre le chauffage plus méthodique, en ajoutant à la suite du

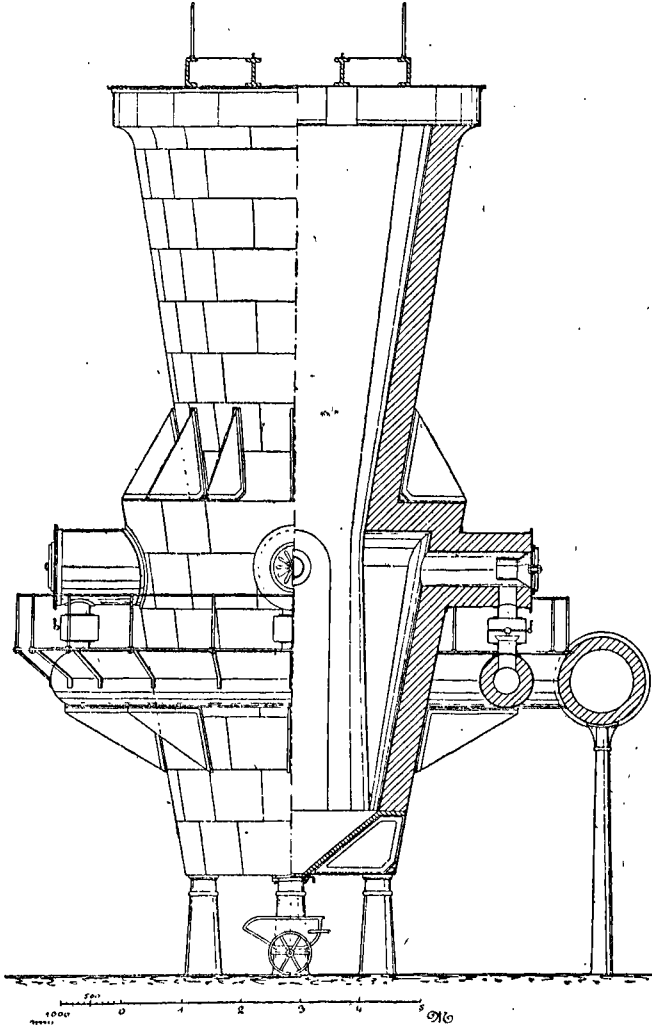


Fig. 16. — Four de calcination à gaz.

cylindre principal un second cylindre incliné en sens inverse, qui sert au refroidissement. Ces fours sont très économiques au point de vue de la main-d'œuvre, un peu moins au point de

vue du combustible, à cause de leur volume, dont la plus grande partie reste vide.

On emploie aussi des fours coulants à chute contrariée avec tablettes ou couloirs inclinés (fig. 17) ; dans ce cas, la difficulté est de ralentir suffisamment la descente. Ce dernier système s'applique assez bien aux minerais de fer, mais convient moins aux minerais de zinc, qui exigent une plus haute température et pour lesquels la calcination doit être très complète.

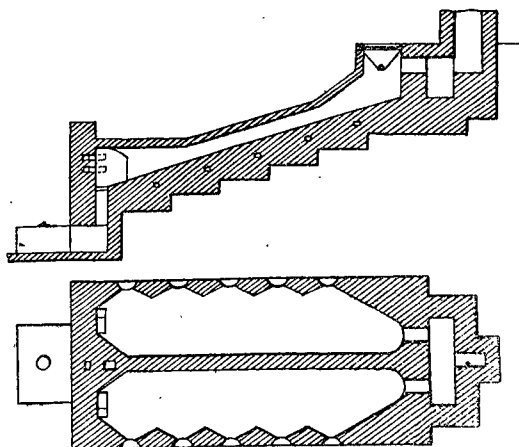


Fig. 17. — Four incliné pour la calcination de la calamine.

Le minerai doit séjourner au moins 6 heures pour que la calcination dans les fours à réverbère soit complète et la chaleur bien utilisée. Dans les grands fours à plusieurs postes, cette durée s'élève à 12 et même 24 heures. La consommation de combustible est de 10 à 20 0/0 ; les frais peuvent être doubles de ceux qu'occasionne l'emploi des fours à cuve.

### § 3. — GRILLAGE

**30. Considérations générales.** — Le grillage consiste essentiellement dans un chauffage à température modérée combiné avec l'action oxydante de l'air ; l'opération doit être prolongée suivant la nature des minerais et la proportion de soufre que l'on veut éliminer. Les procédés sont ici très variés ; les minerais les plus usuels se rattachent à trois types principaux :

1° Les pyrites de fer qui peuvent être plus ou moins cuivreuses ;

2° Les minerais plombeux dont la base est la galène ;

3° La blende, ou sulfure de zinc.

La pyrite de fer se grille assez facilement à une température modérée, n'excédant guère 400 à 500° ; elle ne fond qu'à une température sensiblement plus élevée. La pyrite cuivreuse retient un peu plus énergiquement le soufre et est plus difficile à griller complètement.

La galène se grille également à basse température, mais plus lentement et plus difficilement que la pyrite ; elle fond à une température peu supérieure à celle du grillage, et il faut éviter la fusion, laquelle empêche le contact de l'air et arrête ou ralentit beaucoup l'oxydation.

La blende, au contraire, doit se griller à haute température ; l'oxyde étant infusible, on n'a pas à craindre la fusion des produits, mais la désulfuration complète ne s'obtient qu'à une température d'au moins 700°.

En général, les minerais de plomb et de zinc sont grillés pour transformer le plus complètement possible les sulfures en oxydes, destinés à être réduits ; ils subissent donc un grillage complet.

La pyrite de fer est grillée en général pour la fabrication de l'acide sulfurique, et dans ce cas on cherche également à oxyder tout le soufre, afin de l'utiliser le mieux possible ; c'est donc aussi un grillage complet, et qui doit être fait dans des conditions différentes parce qu'il faut obtenir des gaz aussi riches que possible en acide sulfureux.

Les pyrites de cuivre mélangées de pyrites de fer sont très souvent grillées pour être ensuite fondues pour mattes cuivreuses et, dans ce cas, le grillage doit être seulement partiel.

Enfin, pour le traitement des minerais d'or et d'argent, on grille parfois des minerais ne contenant qu'une assez faible proportion de soufre, mais où il faut éliminer cet élément le plus complètement possible.

**31. Réactions.** — Un sulfure, chauffé à l'air, dégage de l'acide sulfureux, et le métal passe à l'état d'oxyde. Cette réaction commence en général au rouge sombre ; elle se fait avec production de chaleur, et la température de la masse abandon-

née à elle-même peut se maintenir et même s'élever, par la combustion du soufre. Ce phénomène est surtout marqué pour les matières riches en soufre, telles que la pyrite : ce sont, par suite, les plus faciles à griller ; la combustion, une fois commencée, s'y propage d'elle-même. La galène se comporte d'une façon analogue, quoique les réactions soient moins vives. La blende ne se grille qu'au rouge franc, et il faut l'y maintenir longtemps : la chaleur dégagée par l'oxydation du soufre n'est pas suffisante pour produire cet effet.

Pour que le grillage se réalise, il faut qu'il y ait contact intime entre le sulfure et l'air ; pour cela le minerai doit rester à l'état solide et fragmentaire. S'il vient à s'agglomérer ou à fondre, l'air ne trouve plus d'interstices pour agir sur le centre de la masse ; la surface de contact est très réduite : les progrès de l'oxydation deviennent très lents et s'arrêtent bientôt. On admet souvent que les sulfures de certains métaux, tels que le plomb et l'antimoine, forment, lorsque la température s'élève trop brusquement, des oxysulfures fusibles et stables. L'existence de ces composés n'est pas bien démontrée, et les raisons purement physiques que nous venons de donner suffisent à expliquer qu'une élévation trop rapide de la température nuise aux progrès du grillage.

Cet inconvénient n'est pas à craindre avec la blende, car les composés du zinc sont tous infusibles. La pyrite donne du protosulfure de fer fusible ; mais l'oxyde de fer étant infusible divise la masse. La galène, au contraire, est très fusible, ainsi que l'oxyde de plomb : aussi son grillage doit-il être conduit avec précaution. Le mélange d'un peu de pyrite ou de blende la rend plus facile à griller.

Le soufre ne passe pas entièrement à l'état d'acide sulfureux pendant le grillage. Il peut se dégager en partie à l'état libre, sous forme de vapeurs, si l'air est en quantité insuffisante et si le sulfure est décomposable par la chaleur. C'est ce qui se produit notamment pour la pyrite.

Si, au contraire, l'accès de l'air est largement assuré, et si la température reste modérée, il peut se former de l'acide sulfurique, qui demeure à l'état de sulfate métallique. Le soufre n'est pas alors entièrement volatilisé, et le grillage peut être considéré comme incomplet, car dans les opérations que le minerai grillé est destiné à subir par la suite, les sulfates, soumis à des influences réductrices, régénéreront des sulfures.

Pour réaliser ce qu'on appelle le grillage à mort, il faut terminer l'opération par un coup de feu, afin de décomposer les sulfatés dont on n'a pu éviter la formation. Ceux de fer et de cuivre se décomposent facilement, cependant leur destruction n'est complète qu'au rouge vif. Ceux d'argent et de zinc résistent davantage. Celui de plomb ne se décompose qu'au rouge blanc. La silice active beaucoup ces décompositions, en se substituant à l'acide sulfurique qui se volatilise ; en présence des gangues siliceuses, tous les sulfates sont attaqués au rouge vif et transformés en silicates. Il est toujours difficile d'éviter qu'il ne reste au moins 2 0/0 de soufre dans les minerais grillés : ce n'est que dans des cas exceptionnels qu'on arrive à réduire cette proportion à 1 0/0.

Le grillage donne lieu à des pertes de métaux, soit par volatilisation, lorsque la température s'élève trop, soit par entraînement mécanique, parce que le minerai menu est emporté par le courant d'air auquel il reste longtemps soumis. Ces pertes sont sensibles, surtout lorsque le minerai contient des métaux précieux. L'argent, sans être volatil par lui-même, le devient partiellement en présence d'autres métaux ; aussi on doit éviter autant que possible d'élever trop la température quand on grille des sulfures argentifères. Le grillage complet de la blende ne peut s'obtenir sans de grandes pertes d'argent. L'or ne semble se perdre que sous forme de poussières entraînées, et toujours dans de moins grandes proportions que l'argent.

L'arsenic et l'antimoine, qui se rencontrent souvent à des états divers avec les sulfures métalliques, se comportent à peu près comme le soufre. Une partie peut se volatiliser à l'état d'acides arsénieux et antimonieux, mais il se forme beaucoup d'arséniate et d'antimoniate. Or, ces sels ne sont pas décomposables comme les sulfatés : on ne peut donc éliminer l'arsenic et l'antimoine par le grillage. Pour en diminuer la proportion, il faut prolonger l'opération, mélanger les sulfures avec du charbon qui tend à réduire les arséniates et les antimoniates, en formant des acides arsénieux ou antimonieux volatils, mais on n'obtient jamais un résultat très satisfaisant.

**32. Principes généraux.** — D'après ce que nous venons de dire, on peut facilement établir les principes généraux à suivre dans le grillage d'un minerai quelconque. La matière

sera maintenue à une température modérée, en évitant la fusion et en provoquant un contact aussi intime que possible avec l'air; vers la fin de l'opération, on élèvera graduellement la température jusqu'au point voulu pour la décomposition des sulfates. S'il s'agit de griller à mort des sulfures purs, il faudra opérer lentement, en modérant l'accès de l'air et en maintenant la température aussi haute qu'on pourra le faire sans provoquer l'agglomération du minerai: ces précautions sont nécessaires pour limiter la production des sulfates qui seront difficiles à décomposer, surtout s'il y a du plomb: on terminera par un coup de feu très vif. Pour les minerais à gangue siliceuse, on pourra marcher plus vite; il n'y a pas d'inconvénient à former des sulfates: on admettra l'air en grande quantité, puis un coup de feu rapide déterminera la décomposition des sulfates par la silice. Pour la blende, le grillage sera toujours long, et s'effectuera au rouge franc. Pour la galène, il faudra au contraire modérer la température et éviter la fusion. La pyrite sera la matière la plus facile à griller, parce qu'elle ne s'agglomère pas comme la galène et réclame moins de chaleur que la blende. Pour les sulfures argentifères, on évitera les températures trop élevées: le grillage à mort sera difficile à réaliser sans pertes, surtout s'il y a beaucoup de blende.

**33. Classification des appareils.** — Les procédés de grillage sont très variés. On peut les diviser en deux classes: 1° ceux où on chauffe le minerai au moyen d'un foyer spécial; 2° ceux où on utilise la chaleur de combustion du soufre pour continuer l'opération une fois mise en train. Dans le premier cas, on emploie en général le four à réverbère à chauffage direct, parfois le four à moufle. Dans le second cas, on peut faire le grillage en tas, dans des stalles, ou dans des fours à cuve: ces derniers procédés ne se prêtent guère au traitement des menus, et on a imaginé pour suppléer à cet inconvénient des appareils spéciaux qu'on peut ranger en deux catégories: les fours à tablettes (four Perret), et les fours à chute libre (fours Gerstenhöfer, Flasencleaver, etc...).

#### A. — Fours à foyers spéciaux.

**34. Fours à réverbère.** — Les fours de grillage se distinguent des fours de fusion par le grand nombre des portes et les

dimensions de la sole. Le rapport entre la sole et la grille peut s'élever à 15 pour le traitement des pyrites, à 10 pour celui de la blende, qui exige plus de chaleur. On le réduit à 6 quand on veut fondre à la fin, comme on le fait souvent pour la galène. Le plus souvent, du reste, on emploie les fours continus à plusieurs postes où la matière est amenée progressivement de l'extrémité jusqu'à l'autel; ce rapport n'a plus alors d'importance. La longueur de la sole est dans ce cas de 10 mètres au moins, et il y a avantage à la porter à 15 : on va même parfois jusqu'à 20, mais il ne faut pas aller trop loin pour ne pas augmenter les frais de main-d'œuvre. Ces grands fours sont parfois à deux soles superposées.

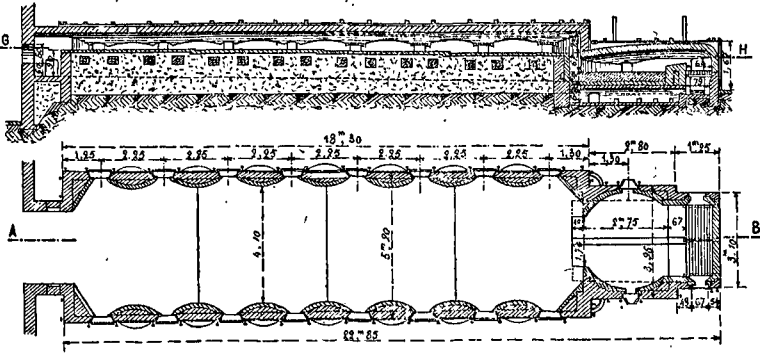


Fig. 18. — Four à sole en échelons.

La hauteur de la voûte excède rarement 0 m. 50.

La largeur ne dépasse guère 2 mètres quand il n'y a de portes que d'un côté, 3 m. 50 avec des portes des deux côtés. Il est même bon de réduire ces chiffres d'un quart environ quand on veut un grillage très soigné et un brassage très actif. L'emploi des fours à doubles portes paraît avantageux, quoiqu'il rende le travail un peu plus pénible. Il augmente aussi le refroidissement : il vaut peut-être mieux à ce point de vue diviser le four par une murette longitudinale en deux compartiments réunis sous une même voûte (ce qui revient à adosser l'un à l'autre deux fours à simples portes).

Le minerai est chargé à l'état menu, on l'étale sur la sole où il doit former une couche peu épaisse de 5 centimètres environ. Pour les matières difficiles à griller, on réduit cette épaisseur à 2 centimètres; on peut la porter à 10 ou 12 pour les sulfures, qui



s'oxydent plus aisément, surtout si le grillage doit être incomplet ou bien si le minerai contient déjà des composés oxydés.

On chauffe doucement, et de temps en temps on remue la masse en y traçant des sillons avec un râble, ou en la retournant avec une spadelle, ce qui produit un brassage plus énergique. On renouvelle ainsi les surfaces en contact avec l'air, et de plus la croûte de sulfates et d'oxydes formés à la partie supérieure se mélange avec les sulfures restés intacts au-dessous; ces composés réagissent les uns sur les autres avec dégagement d'acide sulfureux. Le brassage active donc l'oxydation; en outre il empêche la fusion de la matière, en ramenant les diverses couches au contact de l'air froid qui arrive par les portes. Lorsque l'opération est assez avancée, on donne un coup de feu et on retire le minerai grillé, qui est souvent aggloméré, ou même fondu, lorsqu'on a donné un coup de feu très vif pour décomposer tous les sulfates: ce dernier cas se présente pour la galène.

Dans les fours continus, on introduit toutes les 2 ou 3 heures une charge à l'extrémité, occupant l'espace d'une ou deux portes, et on avance du même intervalle toutes les charges précédentes, soit en les poussant avec des râbles, soit en les retournant avec des spadelles, ce qui est plus pénible, mais plus efficace au point de vue du brassage.

On peut diviser la sole en plusieurs paliers séparés par des ressauts de 10 à 15 centimètres de hauteur (fig. 18). La chute renouvelle le contact avec l'air et facilite le travail des ouvriers. Nous ne savons pour quelle raison cette construction n'est pas d'un emploi plus général. Son seul inconvénient est que les angles sont exposés à se dégrader.

On peut encore remplacer la sole unique par deux soles superposées, que le minerai parcourt en sens inverse (fig. 19). La construction et l'entretien sont un peu plus difficiles, mais les causes de déperdition de chaleur sont moindres: les fours sont accolés par massifs de quatre, avec les foyers aux deux extrémités envoyant leurs gaz à des cheminées réunies au centre. On réduit ainsi au minimum la surface latérale exposée à l'air.

En multipliant le nombre de soles et diminuant leur hauteur, on arrive aux fours à tablettes, où la chaleur est assez concentrée pour que la pyrite puisse se griller sans combustible.

L'excès d'air nécessaire au grillage complet devient une cause de refroidissement, qui augmente la dépense de combustible

et ralentit les réactions. Il serait sans doute avantageux d'introduire sur le minerai de l'air chauffé, soit dans les parois du four, soit dans un appareil spécial. Des essais ont été faits en Amérique dans cette voie.

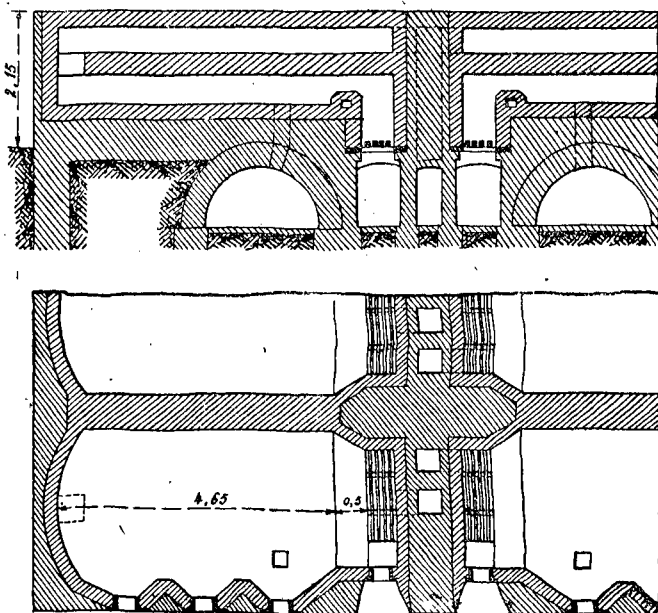


Fig. 19. — Four à soles superposées pour le grillage de la blende.

Parfois on termine le four par une sole plus étroite, servant à la fusion; ce système est peu employé. En général, la sole est percée, en face de la dernière porte, d'orifices par lesquels on précipite le minerai grillé dans des wagonnets.

Le séjour des sulfures dans un four de grillage peut durer 18 à 24 heures; pour la blende, on va jusqu'à 48 heures; pour la pyrite, on peut se contenter de 12 heures quand on ne cherche pas à éliminer tout le soufre. La durée du grillage étant fixée, ainsi que l'épaisseur de la couche, on pourra calculer la production journalière d'un four. En moyenne, elle peut monter à 150 ou 200 kilos par mètre carré de surface de sole; elle va à 300 pour les grillages rapides, et se réduit à moins de 100 quand on traite de la blende.

Un grand four de grillage, passant 8 à 12 tonnes de galène par 24 heures et 12 à 18 tonnes de pyrite, occupe 4 ouvriers par

poste de 12 heures; la galène exige plus de travail, parce qu'il faut la brasser beaucoup. La consommation de combustible est en général de 2 à 300 kilogrammes par tonne; elle peut monter à 500 pour le grillage de la blende et descend à 125, et parfois à moins de 100, pour le grillage partiel des pyrites cuivreuses. Le grillage d'une tonne, tous frais comptés, coûte parfois de 10 à 15 francs. La dépense peut être moitié moindre pour un grillage partiel. Elle s'abaisse à 4 ou 5 francs là où la main-d'œuvre et le combustible sont à bon marché.

**35. Avantages et inconvénients des réverbères.** — Le four à réverbère est l'appareil qui permet le mieux de régler le grillage à volonté; c'est à peu près le seul où l'on puisse réaliser l'élimination complète du soufre, mais il donne lieu à des frais bien plus considérables que les appareils de la seconde classe; le service en est pénible et ne peut être confié qu'à des ouvriers exercés. Il présente de plus l'inconvénient de donner des gaz difficiles à condenser, parce que l'acide sulfureux y est dilué dans une grande masse d'air et d'azote. En général, on se contente de les faire dégager dans des cheminées très élevées, pour diminuer leur action délétère qui se fait toujours sentir gravement dans le voisinage des usines. Les poussières entraînées et les métaux volatils se déposent dans les conduites, auxquelles on donne une large section et un long parcours. Parfois on fait tomber des pluies d'eau dans ces carneaux ou on y entasse de la chaux en morceaux pour mieux assurer la condensation; mais celle-ci reste toujours incomplète. On peut encore aspirer les gaz par un ventilateur et les forcer à passer à travers l'eau, en fermant par exemple la conduite par une cloison dont la partie inférieure, découpée en dents de scie, plonge dans une couche d'eau. On recueille alors mieux les poussières, qui ont une grande valeur quand il s'agit de minerais argentifères. Comme les gaz sulfureux attaquent rapidement le fer, les ventilateurs doivent être construits en cuivre.

**36. Fours à moufle.** — Le four à moufle est employé, dans quelques cas spéciaux, lorsqu'on ne veut pas mélanger les gaz du foyer à ceux que produit le grillage. L'opération se conduit toujours de la même manière; elle est plus lente, parce que le minéral est chauffé indirectement et que la chaleur est transmise d'a-

bord aux couches inférieures, et non à celles que l'air baigne. Le combustible est très mal utilisé, on en consomme deux ou trois fois plus qu'avec un four ordinaire. Aussi cet appareil ne s'emploie guère que dans certains cas spéciaux, par exemple pour le grillage des sulfo-arséniures, quand on veut condenser l'acide arsénieux produit : ce corps doit en effet être préservé de tout contact avec le combustible ou la fumée, qui le saliraient.

**37. Fours automatiques.** — Les grands fours de grillage donnent des résultats excellents au point de vue de la consommation de combustible, mais les dépenses de main-d'œuvre y sont considérables : aussi s'est-on ingénié à trouver des systèmes permettant de supprimer le travail à la main et de le remplacer par un brassage mécanique. Il y a à cela deux avantages ; outre l'économie de main-d'œuvre, le brassage plus rapide et plus énergique permet de faire séjourner le minerai moins longtemps dans le four et d'augmenter la production. Or, tout accroissement de la production se traduit par une économie de combustible, car dans les fours de ce genre les pertes par rayonnement sont considérables, et la quantité de charbon à brûler par jour pour entretenir la température reste à peu près la même quelle que soit la quantité de minerai que l'on fait passer.

Les fours à brassage automatique sont très nombreux et très variés. On a expérimenté successivement toutes les combinaisons mécaniques possibles. On peut les rattacher à trois catégories :

1° Les fours à agitateur, où le mouvement est donné à des râbles et à des palettes brassant le minerai sur une sole fixe ;

2° Les fours à sole mobile, où le brassage est réalisé par le mouvement de la sole ;

3° Les fours rotatifs, dans lesquels le laboratoire tout entier devient mobile et est transformé en une sorte de tonneau tournant.

Le premier système paraît tout d'abord le plus rationnel, car il ne met en mouvement que l'outil destiné au brassage, c'est-à-dire une masse relativement très faible, tandis que, dans les autres systèmes, la partie mobile a un poids considérable ; mais il y a une difficulté qui compense ces avantages, c'est que le mécanisme mobile se trouve en partie à l'intérieur du four, exposé à la chaleur et à l'action oxydante ou sulfurante des gaz : il se



détérioré donc rapidement, tandis qu'avec les deux autres systèmes tout le mécanisme peut se trouver à l'extérieur.

#### 1° FOURS A SOLE FIXE

**38. Four O'Harra.** — Le four O'Harra (fig. 20) a été à peu près calqué sur les anciens fours à réverbère. C'est une longue galerie rectiligne, où le minerai est brassé et poussé par une série de râteaux fixés à une chaîne sans fin. Ces râteaux sont portés sur des galets qui sont placés, ainsi que les chaînes, dans de petites galeries latérales ; le dernier modèle comprend deux soles superposées utilisant le retour de la chaîne. Celle-ci sort sur une certaine longueur pour se refroidir pendant une partie du parcours.

**39. Four Pearce.** — Le four Pearce paraît avoir aujourd'hui plus de faveur en Amérique. La galerie est circulaire, les râbles sont fixés à des bras qui pénètrent à l'intérieur du four

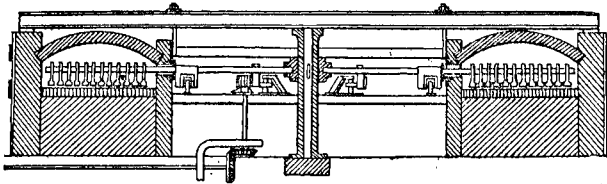


Fig. 21. — Four Pearce.

par une fente annulaire. Ces bras tournent d'une manière continue autour d'un axe vertical placé au centre. La retombée intérieure de la voûte se fait sur un anneau en maçonnerie, soutenu par une cornière qui est suspendue à des poutrelles formant l'armature supérieure du four.

**40. Four Brown.** — Le four Brown réalise le râblage et la circulation automatique du minerai d'une manière assez curieuse. C'est une grande galerie circulaire ayant 9 m. 70 de largeur ; l'axe de cette galerie est un cercle de 2 mètres de rayon. La galerie est interrompue sur  $1/5^e$  de circonférence ; son développement est donc de plus de 40 mètres. Le minerai, versé par des trémies et des distributeurs à une extrémité, est

agité par des râbles qui le poussent peu à peu vers l'extrémité opposée.

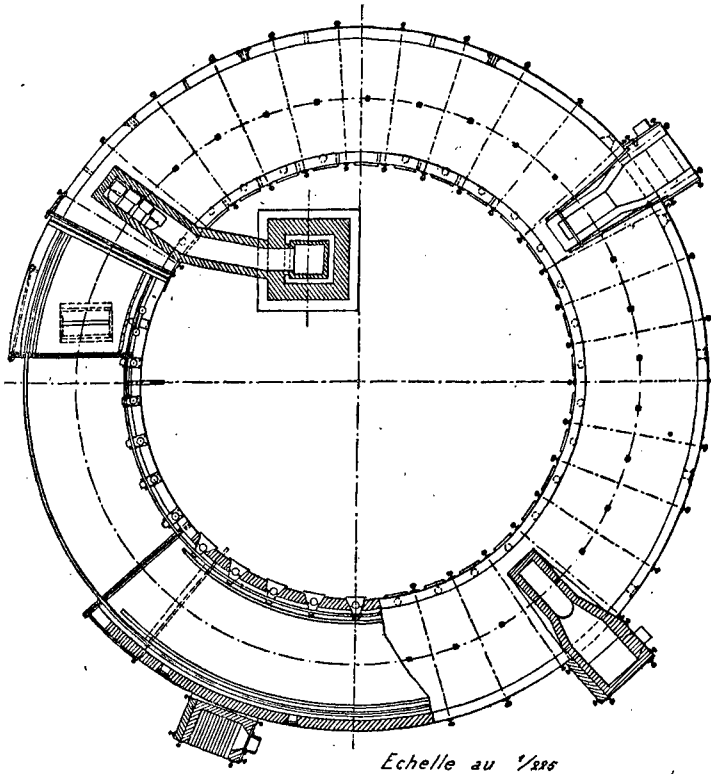


Fig. 22. — Four Brown.

Plusieurs foyers latéraux sont disposés le long du parcours. On peut ménager après le dernier une certaine longueur de galerie non chauffée où le minerai se refroidit. Les râbles sont portés par un chariot qui fait tout le tour de la galerie. Les galets qui supportent ce chariot roulent dans deux compartiments latéraux, D et C, presque isolés du four, avec lequel ils ne communiquent que par des fentes étroites laissant passer les essieux du chariot. Le compartiment intérieur au cercle contient les poulies et le câble sans fin qui entraîne le chariot. Il se trouve refroidi par un grand nombre d'ouvertures ; le rail y est en fer. Le compartiment opposé n'a pas d'ouverture, et le galet y glisse sur des tuiles dures. Le refroidissement des râbles est assuré par un

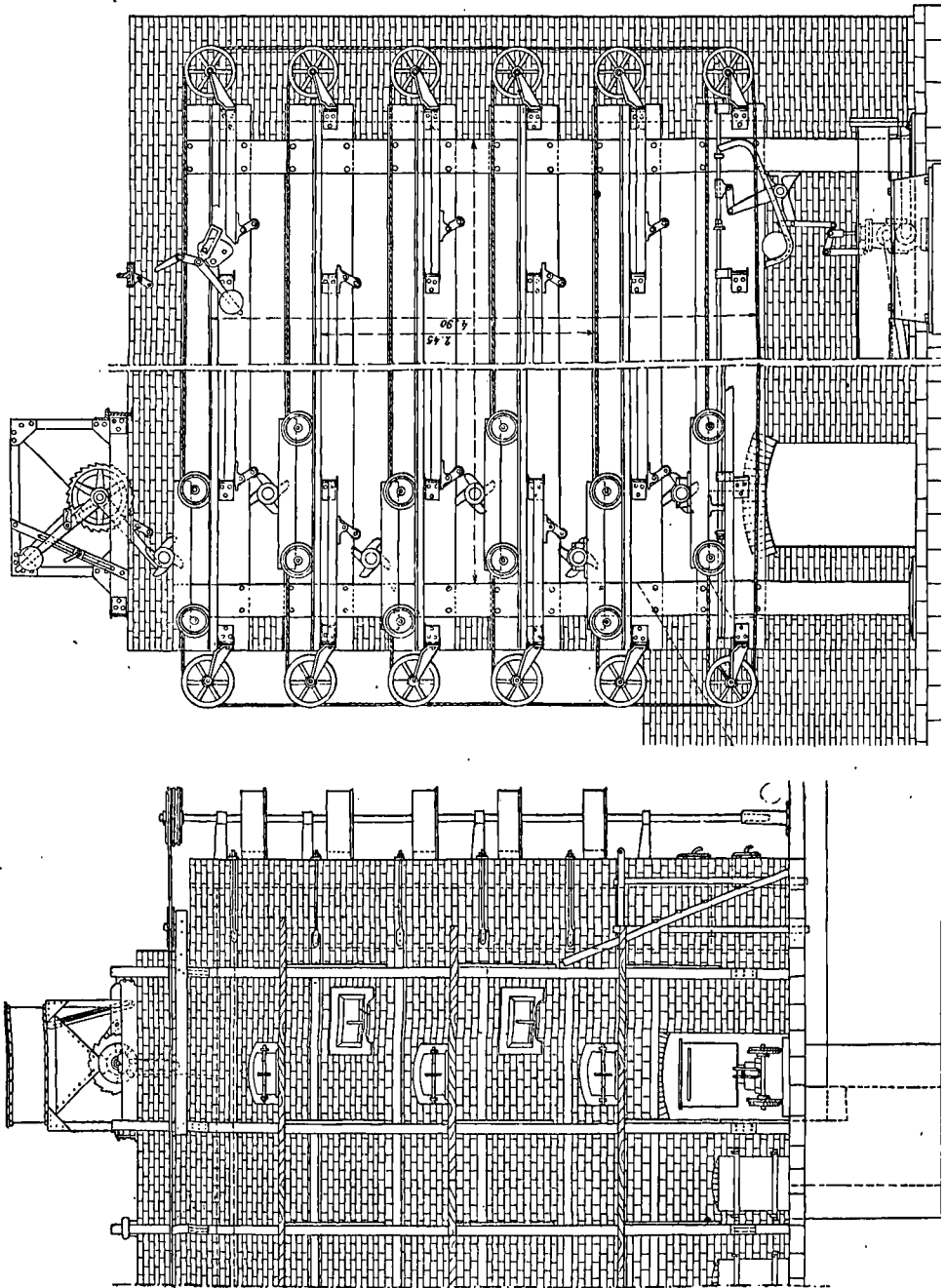
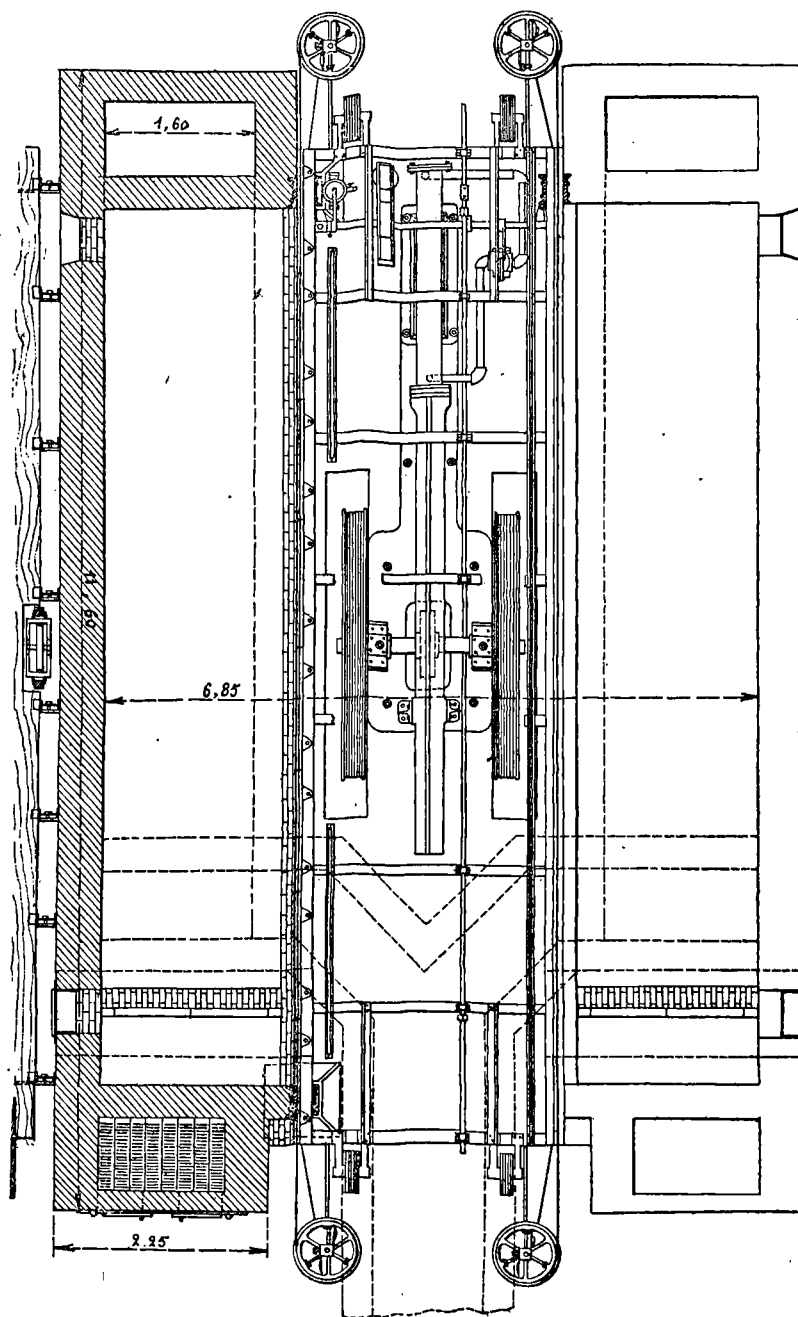


Fig. 23.



Coupe longitudinale.

Élévation.



Coupe horizontale.

Four Keller.

temps d'arrêt dans le secteur, où la galerie s'interrompt. Arrivé à l'extrémité voisine de la cheminée, le chariot sort en soulevant une trappe. Il s'avance dans le secteur libre et y trouve un second chariot qui y était arrêté.

Il pousse ce second chariot qui, lancé un peu plus loin, va rattraper le câble moteur par un système de griffe à serrage automatique. A la traversée de ce secteur, le câble passe sur des poulies de renvoi qui l'écartent un peu de la circonférence ; le premier chariot s'arrête en ce point jusqu'à ce que le second ait fait un tour complet et vienne le remplacer en le repoussant dans la galerie. Il y a donc toujours un des chariots qui se repose et, chacun d'eux passe la moitié du temps à l'air libre. Le tour de la galerie se fait en deux minutes environ ; dans ces conditions, le chariot ne s'échauffe pas à plus de 65°.

Cet appareil est peut-être celui où la partie mobile a le moindre poids, et il n'exige, dit-on, que 1 cheval 1/2. Le trajet de la charge dans le four est très long.

Ce four est employé avec succès dans l'Illinois et le Missouri pour le grillage des blendes, qui exige une haute température et fatigue par suite les râbles plus que celui des pyrites. On grille 10 tonnes par 24 heures en brûlant 6 tonnes de charbon de rebut. On l'a appliqué dans une usine du Kansas pour griller des mattes contenant 10 à 20 0/0 de plomb et 25 à 35 0/0 de cuivre. On cherche à sulfatiser le cuivre pour le dissoudre ; on passe 18 tonnes par jour en brûlant 3 à 4 tonnes de charbon : 90 0/0 environ du cuivre devient soluble.

Quand on traite des pyrites, on peut griller 300 kg. par heure et par mètre carré de sole ; pour le grillage chlorurant des minerais pauvres en soufre, on peut aller à 450. Un four débitant 50 tonnes par jour emploie un chauffeur et un manœuvre, 4 tonnes de charbon, et 5 chevaux-vapeur. On annonce en Amérique un prix de revient de 2 fr. 50, dont environ 0 fr. 60 de force motrice et d'entretien et 0 fr. 75 de main-d'œuvre.

**41. Four Keller.** — L'emploi des soles superposées permet, comme nous l'avons déjà dit, de réduire les causes de refroidissement et de mieux utiliser la chaleur.

L'appareil le plus parfait à ce point de vue est peut-être le four *Keller* (fig. 23), qui se compose de deux fours allongés à cinq soles superposées. Le mécanisme qui sert à actionner les râbles

est placé entre les deux fours ; il se compose de chariots mus par des chaînes sans fin, qui portent des bras en porte-à-faux pénétrant par deux fentes sur les soles des deux fours jumeaux. Les poulies des deux chaînes sans fin sont mises en mouvement, d'une manière intermittente, par des crémaillères, et les chariots parcourent alternativement toute la longueur dans les deux sens ; mais les râteaux ne fonctionnent que pendant une des deux courses. A cet effet, un encliquetage les fait tourner autour de leur axe, au début de la course, de manière que les dents latérales plongent dans les couches de minerai ou soient relevées vers le haut : dans ce dernier cas, elles restent sans action. Ce système présente cet avantage que tous les organes ajustés se trouvent en dehors du four ; aussi exige-t-il très peu de réparations.

La dépense de combustible est également très faible, et ne dépasse pas 2 0/0. Les flammes du foyer ne passent que sur les soles supérieures, afin d'allumer rapidement la pyrite ; on peut même marcher sans aucun chauffage, le four conservant suffisamment la chaleur produite par l'oxydation du soufre : seulement, dans ce cas, la production est réduite à peu près de 30 0/0.

Le four peut griller environ 45 tonnes par jour, soit 500 kg. par mètre carré de surface de sole ; la force motrice nécessaire ne serait que de deux chevaux et les frais de grillage sont estimés à un peu plus de 1 fr. dans l'usine de Parote (Montana). Il est vrai qu'il ne s'agit que d'un grillage partiel, où l'on n'élimine que la moitié du soufre ; il est probable que les dépenses seraient au moins triples pour un grillage complet.

**42. Fours à soles circulaires.** — Les *fours à soles circulaires superposées* sont les plus avantageux au point de vue de la dépense de combustible, car la charge y est plus condensée, et la surface de refroidissement moins grande. Ils peuvent fonctionner comme fours à tablettes. Les râteaux tournants sont munis d'une série de dents obliques qui, à chaque tour, poussent le minerai de l'intervalle de deux dents consécutives. La charge circule en spirale jusqu'à ce qu'elle tombe sur la sole suivante. La difficulté est d'éviter l'échauffement de l'arbre ; on peut cependant le refroidir par des courants d'eau ou d'air.

Le four Herreshoff (fig. 24), très en faveur actuellement aux

Etats-Unis, est un des meilleurs types de ce genre. L'arbre est creux et de grand diamètre, provoquant un vif appel d'air qui est augmenté par le tuyau qui le prolonge au-dessus du four ; à

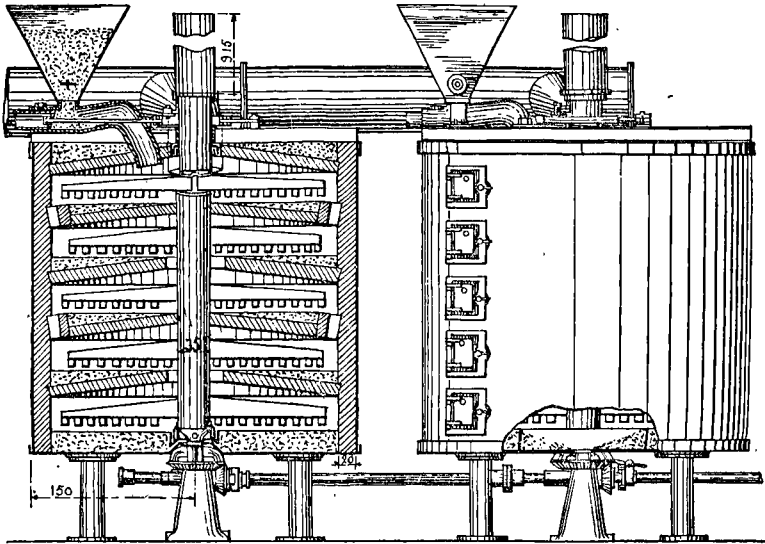


Fig. 24. — Four Herreshof.

chaque étage, cet arbre est percé de deux fenêtres où s'engagent les bras. Ceux-ci sont simplement posés et tiennent par leur poids ; en les soulevant un peu à l'autre extrémité, on les dégage aisément pour les retirer.

L'arbre fait deux tours par minute. On peut griller en 24 heures de 3 à 5 tonnes de minerai à 44 0/0 de soufre en abaissant la teneur à 30 0/0 environ. Un seul homme peut surveiller un grand nombre de fours.

Notons que les dimensions adoptées (diamètre à peu près égal à la hauteur) correspondent au minimum de surface extérieure pour une capacité donnée. A ce point de vue, comme à celui de la simplicité du mécanisme, cet appareil semble supérieur à ceux du même genre qui l'ont précédé.

## 2° FOURS A SOLE MOBILE

**43. Dispositions générales.** — Dans les fours à sole circulaire dont nous venons de parler, on peut réaliser le même

mouvement relatif en faisant tourner la sole et en rendant l'agitateur fixe. C'est alors le minerai qui, entraîné par le mouvement de rotation de la sole, vient buter contre les palettes ou les crochets fixes suspendus au-dessus.

La sole se compose d'une surface conique en fonte, portée sur un axe vertical mobile sur un pivot ; tout le mécanisme se trouve donc au-dessous. Par le centre de la voûte pénètre un arbre fixé portant les agitateurs : on a depuis longtemps employé ce système pour le grillage des minerais d'étain.

Le minerai est distribué par une trémie avec une vis d'Archimède qui règle la rapidité de la chute, et il tombe près du sommet du cône. Les palettes fixes inclinées le forcent à décrire une série d'hélices et il arrive ainsi à la périphérie. La sole peut avoir de 3 à 5 mètres de diamètre et fait un tour en 30 à 60 minutes.

On a employé des fours analogues pour le grillage des pyrites. Comme le brassage n'était pas alors tout à fait suffisant, on y a ajouté un second agitateur. Dans le four Gips, une sorte de charue, animée d'un mouvement de va-et-vient, pénètre par une porte latérale et vient creuser des sillons dans les couches de minerai.

**44. Four Blake.** — Dans le four Blake, la surface conique a été remplacée par une sole en escalier formé d'une série de terrasses concentriques, entre lesquelles se trouve un petit ressaut.

Le fonctionnement est toujours le même, mais, au lieu d'un glissement continu de haut en bas, il y a une série de chutes par cascades, qui augmentent l'effet du brassage et renouvellent les surfaces de contact avec l'air : on voit le minerai devenir incandescent au moment où il tombe d'une terrasse sur l'autre, parce qu'il y a alors une oxydation plus rapide. Dans ce four, au lieu de laisser pénétrer l'air extérieur pour produire l'oxydation des sulfures, on envoie, par des carneaux ménagés dans la voûte, de l'air préalablement chauffé dans des chambres en briques ; cet air a alors une action oxydante plus rapide, et la désulfuration se fait mieux.

3<sup>o</sup> FOURS ROTATIFS

**45. Dispositions générales.** — Les fours rotatifs exigent plus de force motrice que les précédents et sont d'une construction plus coûteuse ; mais le brassage est plus rapide et l'on peut arriver à des productions plus considérables.

Le four se compose d'un cylindre en tôle garni à l'intérieur d'un revêtement en terre réfractaire. La tôle porte des saillies permettant d'accrocher ce revêtement ; le cylindre tourne entre deux compartiments en maçonnerie entre lesquels il s'applique par l'intermédiaire d'anneaux lisses en fonte. L'un de ces compartiments contient le foyer, l'autre communique avec la cheminée. Ce dernier peut être remplacé par une boîte en tôle mobile, que l'on écarte de manière à laisser l'une des bases du cylindre libre, soit pour introduire la charge, soit pour procéder aux réparations ; mais le plus souvent la charge s'introduit au moyen de trémies au-dessus du cylindre.

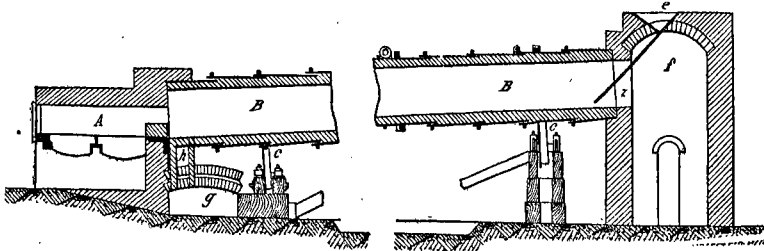


Fig. 23. — Four tournant.

Le cylindre est supporté par des galets disposés au-dessous de l'arc inférieur de sa circonférence et montés sur pivots, qui lui permettent de s'élever librement autour de son axe ; le mouvement est donné par un engrenage agissant sur une grande roue dentée, fixe au centre du cylindre.

**46. Fours Brückner.** — Les fours rotatifs peuvent marcher d'une manière intermittente ou continue. Les fours Brückner, qui ont été les premiers employés aux Etats-Unis pour le grillage des minerais d'or et d'argent, ont une marche intermittente. On tourne le cylindre, sur le milieu duquel se trouve une porte, de manière que celle-ci soit en haut lorsque l'on veut introduire la charge par les trémies. Une fois le four chargé, la porte est fer-

mée et on fait tourner le cylindre un temps suffisant pour que l'opération puisse se terminer.

Pour décharger le minerai, on arrête la rotation au moment où la porte se trouve vers le bas, et le minerai tombe alors directement dans les wagons destinés à le recevoir.

Dans les premiers fours Brückner, il y avait à l'intérieur du cylindre une sorte de grille placée transversalement par rapport à l'axe et constituée par des tubes de fer recouverts d'un enduit réfractaire ; ces tubes, communiquant par les deux bouts avec l'air extérieur, se trouvaient suffisamment refroidis, et la grille, pénétrant dans les couches de minerai à chaque tour de l'appareil, activait le brassage. Ce système, qui rendait la construction plus compliquée, a été abandonné. On peut aider plus simplement au brassage par des cloisons radiales rivées sur la tôle, suivant les génératrices du cylindre. Ces cloisons forment saillie à l'intérieur ; le minerai se trouve soulevé par le mouvement de rotation jusque dans la partie supérieure du cylindre, et de là retombe sur le fond.

**46 bis. Fours Howell et dérivés.** — Les fours *Howell* (fig. 25) marchent d'une manière continue. Le cylindre est beaucoup plus allongé et son axe est légèrement incliné. Le minerai est chargé à l'extrémité supérieure et descend peu à peu jusqu'au foyer, près duquel il vient sortir ; l'avancement du minerai se trouve provoqué par le mouvement de rotation même. Les grains, soulevés par les cloisons transversales, décrivent un cercle perpendiculaire à l'axe du cylindre ; ils retombent ensuite verticalement et la combinaison de ces deux mouvements les rejette chaque fois un peu plus loin.

On a imaginé bien des modifications de ces fours ; on peut donner par exemple à l'intérieur une section carrée ou polygone : si le revêtement réfractaire est tassé de manière à ne laisser qu'un vide carré, le minerai, qui s'accumule toujours vers le bas de la section, se trouve relevé et agité mieux que dans un cylindre circulaire. On a construit des fours rotatifs où les flammes, au lieu de venir au contact du minerai, circulent dans un canal central formé par un tuyau fixe, suivant l'axe du cylindre. Cette disposition n'a d'intérêt que dans le cas, tout particulier, où on veut recueillir les gaz qui se trouvent dans le four, et ne pas les mélanger à ceux du foyer.

Les fours rotatifs sont employés surtout en Amérique pour le grillage chlorurant des minerais, où l'on cherche à transformer l'argent en chlore pour le dissoudre et où l'on grille avec addition de sel marin. Ils donnent de bons résultats; toutefois, comme le minerai est alors en poussière fine, il y a des pertes par entraînement assez sensibles. Le courant d'air qui traverse le cylindre entraîne vers la cheminée les poussières les plus fines; au moment de la charge, on doit établir près de la sortie du four des chambres de condensation. On ajoute souvent des foyers supplémentaires pour chauffer ces chambres de condensation, de manière que la chloruration s'y achève.

Lorsqu'il s'agit du grillage ordinaire des pyrites, ces fours sont peut-être moins avantageux. En effet, pour avoir une grande production, il faut y mettre des charges qui occupent une certaine épaisseur. Dans le cas du grillage chlorurant, cela n'a pas d'inconvénient, parce qu'il n'y a pas besoin de beaucoup d'air pour produire la réaction et que l'on traite des minerais pauvres en soufre. Mais dans le grillage ordinaire, où tout le soufre doit être oxydé par l'air, il faut que la couche de minerai ait une épaisseur faible et que le contact avec l'air soit très prolongé. On doit alors augmenter les dimensions des cylindres, si l'on veut avoir une certaine production, et y disposer des cloisons en hélice de manière à régler à volonté l'avancement du minerai. Celui-ci est introduit sous forme de filet mince, qui décrit successivement un grand nombre de spires avant d'arriver à l'extrémité. Un appareil de ce genre est employé en Angleterre et donne de très bons résultats pour le grillage des mattes cuivreuses.

Le cylindre a 2 m. 10 de diamètre et 20 mètres de long; son inclinaison est en tout de 14 centimètres; il tourne à raison de 8 tours par heure. La matte finement broyée est versée par un distributeur à l'extrémité supérieure, et descend en filet mince jusqu'au bout; on grille par 24 heures 10 tonnes de matte, en brûlant une tonne de charbon et 500 kg. pour la force motrice. La teneur en soufre s'abaisse jusqu'à 1 0/0; le coût du grillage serait inférieur à 2 francs par tonne.

**47. Four rotatif à moufle.** — Le four *Douglas* est un four du même genre, combiné pour permettre l'emploi des gaz dans les chambres de plomb. Les flammes du foyer, au lieu de tra-



verser directement le laboratoire, passent à travers un cylindre incliné en briques, formant une sorte de manchon fixe autour duquel tourne l'enveloppe du four. Celui-ci se trouve donc transformé en une sorte de four à moufle, et les gaz sulfureux ne se mélangent pas à ceux du foyer. Nous n'avons aucune donnée sur l'emploi industriel de cet appareil, qui semble plus curieux que pratique.

**48. Résultats généraux des fours automatiques.** — En pratique, le four automatique s'emploie surtout pour le grillage (oxydant ou chlorurant) des minerais d'argent ou d'or pauvres, et parfois aussi pour les pyrites ou les mattes cuivreuses.

D'après des comparaisons faites sur le même minerai, l'emploi des fours automatiques peut diminuer de 30 0/0 environ la dépense de main-d'œuvre et augmenter de 25 0/0 la dépense de combustible. Il sera donc plus ou moins avantageux suivant les conditions économiques locales.

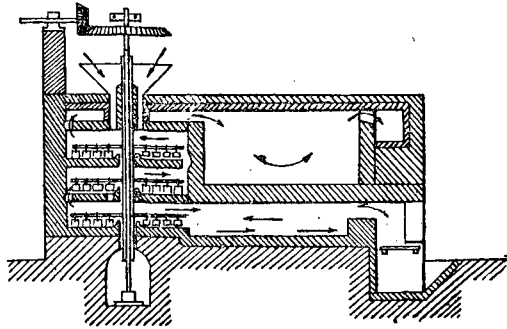


Fig. 26. — Four mixte pour le grillage de la blende.

Là où la main-d'œuvre n'est pas chère, il ne sera guère utile, sauf peut-être pour les grillages sommaires, où la consommation de charbon est toujours faible. On peut dire, en effet, que l'élimination des quatre ou cinq dernières unités de soufre est plus difficile et coûte au moins aussi cher que tout le reste.

**49. Fours mixtes.** — La meilleure solution serait sans doute de commencer le grillage dans un four mécanique et de le finir à la main, le premier appareil étant chauffé par les flammes perdues du second. La fig. 26 représente un four réalisant cette combinaison et employé à la Vieille-Montagne pour le grillage de la blende.

**B. — Fours sans foyers spéciaux**

**50. Grillage en tas.** — Lorsque le minerai contient une assez forte proportion de gros fragments pour former une masse perméable à l'air, on peut le griller sous une forte épaisseur, et sans l'intervention d'un foyer spécial. Le mode le plus simple est le *grillage en tas*.

On entasse le minerai sur un lit de fagots ou de rondins, et en réservant au centre une cheminée en bois ou en pierres. On recouvre la masse de minerai menu ou d'argile pour modérer l'accès de l'air ; on met le feu à la base, puis la combustion s'entretient d'elle-même. Les fragments se grillent à la surface ; il s'y forme une croûte poreuse d'oxydes et de sulfates qui permet à l'air de pénétrer jusqu'aux couches intérieures : du reste l'oxyde de la surface réagit lentement sur le sulfure du centre. Cependant les plus gros fragments conservent toujours un noyau de sulfure inattaqué ; en outre les sulfates ne sont pas décomposés : le grillage n'est donc jamais complet. Comme il y a peu d'air, une partie du soufre distille à l'état libre.

L'opération est longue (deux à six mois). La hauteur d'un tas est de 2 à 3 mètres ; la largeur ne doit pas dépasser 6 mètres, pour que l'air puisse pénétrer jusqu'au centre. La longueur peut être quelconque.

La construction et la conduite des tas de grillage sont soumises à peu près aux mêmes règles que celles des meules de carbonisation, mais elles exigent bien moins de soin, car on ne craint pas ici de perdre des matières utiles. La seule condition essentielle est que la combustion ne s'arrête pas et qu'elle se propage partout. Comme on ne cherche à réaliser qu'un grillage partiel, les inégalités dans la composition des résidus pourront être corrigées par des mélanges conyenables, qui ramèneront la teneur en soufre au point voulu.

Ce mode de grillage ne peut guère s'appliquer qu'à la pyrite. La blende ne développerait pas assez de chaleur, et la galène pourrait fondre. Les pyrites blendeuses peuvent être grillées en intercalant dans les tas de petits lits de charbon de bois. On a recours aussi à ce dernier procédé lorsqu'on grille des sulfoarséniures, pour éviter la production des arséniates.

Le grillage en tas coûte très sensiblement moins que le grill-

lage au réverbère. Mais, outre qu'il ne peut réaliser l'élimination complète du soufre, il offre l'inconvénient d'exiger beaucoup de place et d'être très malsain, par suite du dégagement de l'acide sulfureux à l'air libre.

**51. Stalles et cases.** — On peut augmenter la chaleur en entourant le tas de murs : on a alors le *grillage en stalles ou en cases*. Les stalles primitives se composaient de trois murs formant une enceinte rectangulaire ouverte sur un côté et à la partie supérieure.

La largeur de la stalle, comptée depuis la face ouverte jusqu'à la face opposée, ne doit pas dépasser 1 m. 50, afin que l'air pénètre jusqu'au fond. Le grillage est toujours très irrégulier ; pour obtenir une oxydation complète, il faut casser les matières grillées, les trier, et repasser les fragments qui contiennent du sulfure. On fait ainsi plusieurs *feux*, qui durent chacun plusieurs semaines.

Ce procédé offre encore presque tous les désavantages du grillage en tas, mais on a perfectionné les stalles et on y a introduit des changements qui ont donné lieu à bien des types variés. Les modifications peuvent avoir pour but : soit d'augmenter la chaleur, soit de régulariser la répartition de l'air, soit de faciliter la condensation des gaz, soit enfin d'économiser des frais de main-d'œuvre.

On peut diminuer les déperditions de chaleur en complétant l'enceinte par un mur latéral, percé d'évents pour le passage de l'air, et qu'on démolit en partie chaque fois qu'il faut défourner et charger. On peut aussi couvrir la stalle d'une voûte : elle forme alors une espèce de four à cuve à marche discontinue. Les stalles ordinaires ne permettent pas d'employer la houille, on ne peut chauffer le sulfure qu'en le mélangeant avec des lits de bois ou de charbon de bois. Dans les cases Welner, on a ménagé de petits foyers dans l'épaisseur du mur intérieur ; on peut y brûler un combustible quelconque : ces cases fonctionnent comme des espèces de fours à alandiers.

Pour faciliter l'accès de l'air jusqu'à la face postérieure des stalles, on a creusé dans la sole des rigoles qui offrent un passage libre. Il vaut encore mieux remplacer la sole par une grille ; on a alors une distribution d'air assez régulière, avec une largeur qui peut atteindre deux mètres. Le temps de séjour du

minerai dans le four peut être réduit à quelques jours, si les sulfures sont faciles à griller, comme les mattes de cuivre.

**52.** — Lorsque les stalles sont voûtées, les gaz s'échappent par des événements creusés dans la voûte ou dans le mur postérieur ; au lieu de les laisser se dégager à l'air libre, on peut les recevoir dans un conduit qui les emmène, soit à une cheminée, soit à des chambres de condensation, soit à des chambres de plomb où ils servent à fabriquer de l'acide sulfurique. Ces gaz, n'étant pas mélangés avec les produits d'un foyer, peuvent être assez riches en acide sulfureux, surtout si on grille des sulfures riches et si l'opération se fait rapidement comme dans les stalles à barreaux.

Les brûleurs à pyrites employés dans les usines à acide sulfurique rentrent dans ce type.

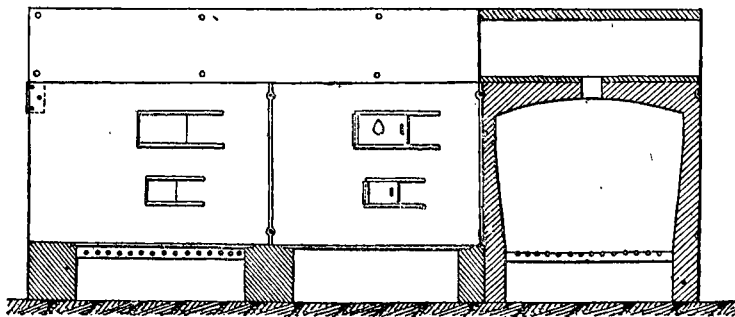


Fig. 27. — Brûleur à pyrites.

Le four Pelatan se compose de stalles allongées, à fond perforé sous lequel on injecte de l'air soufflé. Il contient une charge de 6 à 10 tonnes, que l'on grille en 12 heures. Le point délicat est d'éviter la fusion. Si le four est bien conduit, on obtient un frittage plutôt avantageux.

**53. Fours à cuve.** — On peut transformer les cases en appareils continus. Pour cela, il suffit de pratiquer, à la base, des ouvreaux de déchargement par lesquels on retire les résidus à des intervalles réguliers et, au sommet, des portes par lesquelles on introduit périodiquement de nouvelles charges, qui descendent à mesure qu'on fait le vide par en bas. Ces appareils sont alors de véritables fours à cuve. Leur largeur ne doit pas

dépasser 0 m. 60 si la sole est pleine et si on veut un grillage régulier, sinon l'air n'arriverait pas jusqu'au centre. Elle peut aller à 2 mètres si on remplace la sole par une grille. On leur donne une section circulaire, carrée (kilns, employés en Allemagne), ou rectangulaire (cases de chessy). Cette dernière forme offre l'avantage d'augmenter beaucoup leur capacité. La hauteur doit être faible, sinon la température à la base deviendrait trop forte et les sulfures pourraient fondre. En général, la hauteur totale ne dépasse pas 2 mètres, et celle qu'occupent les sulfures reste inférieure à 1 mètre. Le four doit être évasé vers le bas si on grille des pyrites fusibles, et la hauteur de charge est parfois réduite à 0 m. 50.

La production doit être proportionnée à la surface transversale pour que le sulfure ait le temps de se griller. On la règle entre 100 et 200 kilogrammes par jour et par mètre carré de section transversale quand on grille des sulfures riches (pyrites servant à la fabrication de l'acide sulfurique) et entre 300 et 500 quand on traite des matières plus pauvres.

Pour les pyrites blendeuses, qui exigent plus de chaleur, on emploie des fours plus élevés et on charge le minerai mélangé de 10 0/0 de charbon. On peut activer la marche en alimentant ces fours avec un ventilateur ; dans ces conditions, un four de 3 mètres de hauteur, de 0 m. 50 de diamètre au gueulard et au fond, et de 1 mètre au ventre, peut griller 1.500 à 2.000 kgs par jour.

Dans ces appareils continus, la main-d'œuvre ne dépasse pas une journée par tonne ; elle monte à deux journées et plus quand on veut faire dans les stalles un grillage à mort qui exige plusieurs feux. Dans ce dernier cas, la consommation de charbon est aussi forte que dans un réverbère bien installé, tandis que, si on veut faire un grillage partiel, elle ne dépasse pas 100 kgs par tonne de sulfure, et est même insignifiante dans les appareils continus.

**54. Fours coulants pour menus.** — Dans tous les appareils que nous venons de décrire, on ne peut charger des minerais pulvérulents à moins qu'ils ne soient mélangés d'une forte proportion de gros morceaux, ou bien qu'on ne les ait agglomérés en les mélangeant avec de l'argile. Pour traiter les menus seuls, on a imaginé des appareils tout différents.

Le plus simple est le four Gerstenhöfer. Le minerai en poussière est distribué au sommet d'une espèce de tour où il tombe sous forme de pluie fine : il y rencontre des briques disposées en chicane, qui retardent sa chute, et un courant d'air chaud, qui parcourt l'appareil de bas en haut et oxyde les sulfures. Avec la pyrite, l'appareil, une fois mis en train, reste chaud par suite de la combustion du soufre : avec la blende, il faut toujours chauffer le courant d'air avant de l'introduire dans le four.

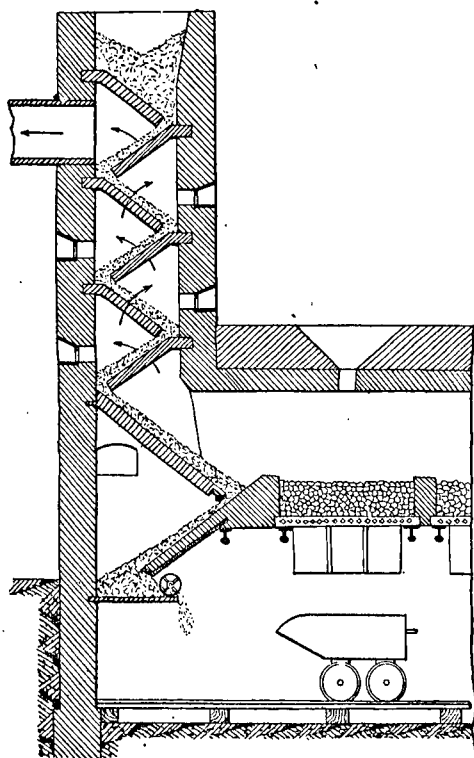


Fig. 28. — Four Hasenclever.

La hauteur de chute doit être de 4 mètres au moins. La section est calculée d'après la production qu'on veut obtenir. L'alimentation du four doit être réglée de façon que le minerai ait le temps de s'oxyder, mais aussi que le soufre brûlé dans un temps donné suffise à réparer les pertes de chaleur. On peut faire passer 6 à 10 tonnes de pyrite par jour et par mètre carré de section : on augmentera la vitesse si on veut laisser plus de sou-

fre dans les résidus. La blende, moins riche en soufre, doit passer deux fois plus vite.

Le courant d'air doit être aussi bien réglé ; trop fort, il refroidirait le four ; trop faible, il ne suffirait pas à l'oxydation. Il faut lancer dans l'appareil à peu près 15 kilogrammes d'air par kilogramme de soufre à oxyder.

Les gaz du four Gerstenhöfer conviennent très bien pour alimenter des chambres de plomb, mais le grillage n'est jamais complet : les résidus retiennent souvent près de 10 0/0 de soufre, au minimum 5. Il faut donc, si on veut éliminer entièrement ce corps, achever l'opération au réverbère.

On emploie aussi d'autres appareils où le minerai tombe librement, comme dans le four Stetefeld, ou glisse sur des plans inclinés, comme dans les fours à mercure. L'un des plus intéressants est le four Hasenclever (fig. 28). Le minerai y glisse sur un plan incliné à 43° ; il est arrêté à des intervalles réguliers par des cloisons au-dessous desquelles des cylindres cannelés, animés d'un mouvement de rotation lent et continu, le font passer avec une vitesse qu'on peut régler à volonté. De là, les sulfures à demi grillés tombent sur un moufle où s'achève l'opération. Il est peut-être aussi simple de commencer le grillage dans un Gerstenhöfer et de transporter ensuite les résidus dans un four à réverbère. Jusqu'à présent ce dernier système paraît le plus répandu.

**55. Fours à tablettes.** — Les fours à tablettes (fig. 29) s'emploient pour la pyrite menue quand on veut réaliser un grillage complet, avec le minimum d'air, afin de fabriquer de l'acide sulfurique (ce qui est le meilleur moyen de condenser les gaz). Ils se composent de tablettes superposées et rapprochées de manière à condenser la chaleur. Les tablettes sont souvent au nombre de 6 ou 8 ; leur distance est de 15 à 20 centimètres. Chacune d'elles reçoit une couche de menu très mince (1 à 2 centimètres) : les gaz produits s'élèvent en circulant entre les tablettes et se chargent progressivement d'acide sulfureux.

Le menu frais est versé sur la tablette supérieure, puis, toutes les 4 heures, on fait descendre d'un étage la charge de chaque tablette. De la dernière, le menu grillé tombe dans une cave où il se refroidit en échauffant l'air qui alimente le four. On peut griller environ 30 kilogrammes par m<sup>2</sup> de surface totale des

tablettes. Le four représenté, qui est un des types les plus récents, passe environ 600 kilog par 24 heures dans chacune des chambres.

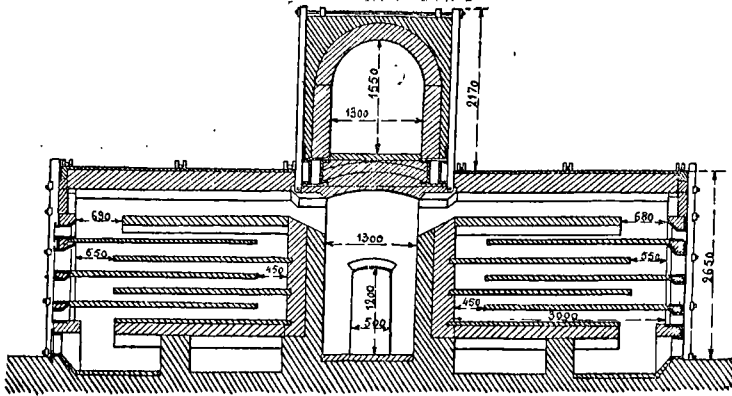


Fig. 29. — Four à tablettes.

Dans certains appareils, la tablette inférieure est chauffée par des carneaux ménagés au-dessous d'elle, où l'on fait circuler les gaz mêmes qui sortent du four : cette disposition n'est pas indispensable. Une fois qu'on a chauffé l'appareil au rouge avec des

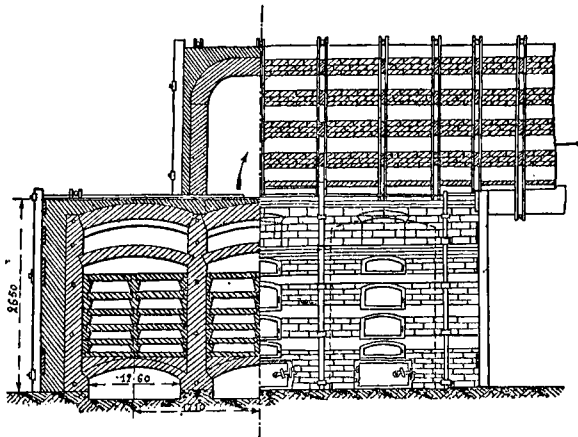


Fig. 30. — Four à tablettes.  
Coupe transversale et vue de face.

feux de charbon, on peut le mettre en marche, et sa température s'entretient ensuite naturellement.

Le grillage se fait méthodiquement : les sulfures s'échauffent



à mesure qu'ils se rapprochent de la tablette inférieure et se trouvent en contact avec de l'air de plus en plus riche en oxygène en même temps qu'ils s'épuisent eux-mêmes en soufre. Ces gaz, circulant en sens inverse, s'enrichissent progressivement en acide sulfureux, et rencontrent des matières de plus en plus riches : ils peuvent donc se désoxyder presque complètement.

Les fours à tablettes permettent de griller la pyrite presque aussi complètement qu'au réverbère, et sans brûler de combustible. La main-d'œuvre y est d'environ une journée et demie par tonne de minerai. Ils sont d'un emploi très répandu et donnent de très bons résultats dans les fabriques d'acide sulfurique.

**56. Fours à tablettes chauffées, pour blende.** — Dans les usines métallurgiques, c'est surtout à la blende qu'on applique maintenant ce genre de fours, parce qu'il faut la griller complètement, et que la valeur de l'acide sulfurique arrive à payer les frais de grillage et même à laisser un bénéfice.

La chaleur dégagée par l'oxydation de la blende étant insuffisante pour obtenir une température assez élevée, il faut munir le four d'un chauffage extérieur, de manière qu'il fonctionne comme un four à moufle.

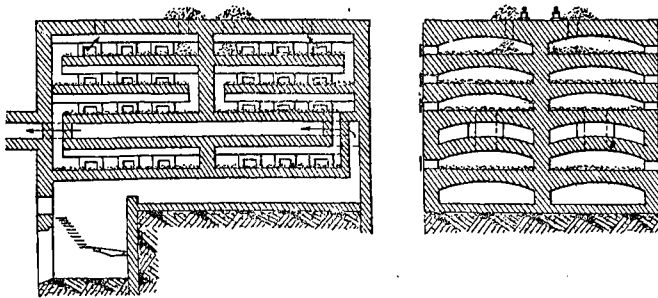


Fig. 34. — Four à tablettes chauffées pour le grillage de la blende.

Dans l'ancien four Rhenania, les flammes du foyer serpentaient dans des carneaux plats entre toutes les tablettes, qui étaient transformées en autant de mouffles communiquant par des conduits verticaux. Dans les fours plus récents, les flammes n'enveloppent que la tablette inférieure, afin de donner le coup de feu.

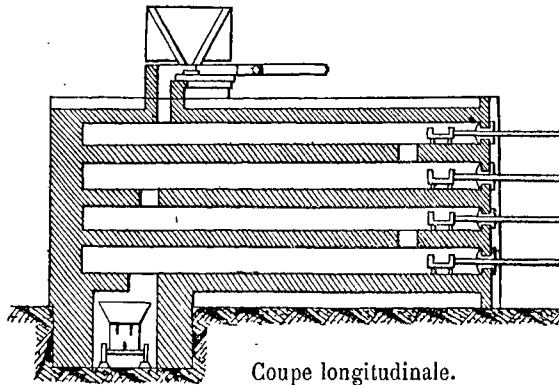
Ces fours sont réunis par massif de quatre, et adossés à une

murette, les foyers sur les petits côtés du rectangle, les portes de travail sur les grands côtés.

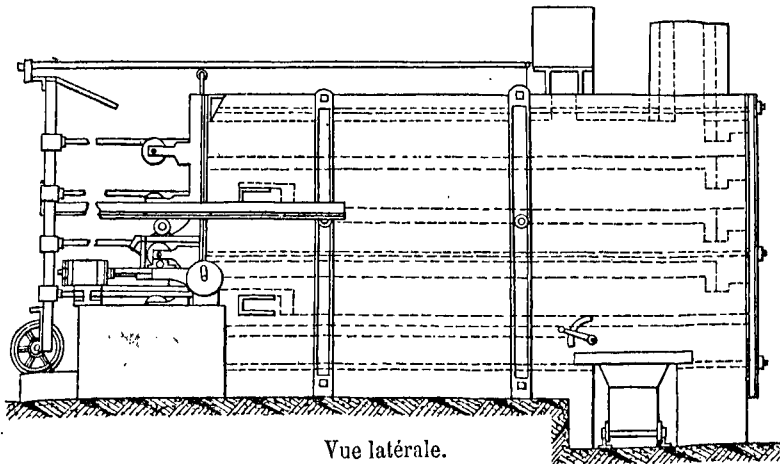
Un massif de 20 mètres de long sur 8 de large peut griller 8 tonnes en 24 heures, et est desservi par 8 ouvriers. On brûle de 20 à 30 0/0 de charbon.

La teneur en soufre se réduit à 1,5 0/0, rarement à 2. Pour la pyrite, on arrive au-dessous de 1. Dans les fours ordinaires, on ne descend guère au-dessous de 4, ce qui suffit généralement pour la métallurgie du cuivre.

Pour obtenir un grillage complet, la blende doit être broyée à 1 ou 2 millimètres de diamètre, tandis que la pyrite peut être broyée seulement à 5 ou 6 millimètres. Cette nécessité augmente les frais de traitement, qui peuvent s'élever à près de 10 fr.



Coupe longitudinale.



Vue latérale.

Fig. 32. — Four Spence.

**57. Fours à tablettes automatiques.** — Les fours à tablettes peuvent être rendus automatiques. Le four Spence (fig. 32) est disposé de manière à balayer le minerai par un râteau qui exécute à des intervalles réguliers un mouvement de va-et-vient. On est obligé d'augmenter un peu la hauteur des compartiments, qui va à 35 centimètres. Un four de 5 mètres sur 10 peut griller 5 tonnes en 24 heures, soit 25 kilos par m<sup>3</sup>; deux hommes conduisent un massif de 6 fours doubles.

Les fours Herreshoff, Mac Dongall, Frash, dont nous avons parlé plus haut, fonctionnent comme des fours automatiques à tablettes circulaires. Le four rotatif, déversant ses produits dans un réverbère, serait peut-être le système le plus économique dans la plupart des cas.

Tous les fours où l'on grille des menus fins donnent lieu à un entraînement de poussières et doivent être suivis de chambres de dépôt : cet entraînement est plus considérable dans les fours mécaniques que dans les autres.

**58. Utilisation des gaz.** — Les gaz destinés aux chambres de plomb doivent contenir au moins 6 0/0 de SO<sup>2</sup> en volume, bien qu'on soit arrivé parfois à en utiliser à 3,75 0/0. La limite de teneur des minerais qui permet ce genre de fabrication paraît être d'environ 25 0/0. A mesure que les minerais sont plus pauvres, il faut broyer plus fin, les frais augmentent et on obtient des gaz moins riches. Les pyrites de fer achetées par les fabriques d'acide sulfurique contiennent en général de 45 à 50 0/0 : on traite des pyrites plus pauvres à cause de leur teneur en cuivre. Les blends ordinaires contiennent moins de 30 0/0.

Les gaz riches peuvent encore servir à attaquer directement le sel marin humide, pour la fabrication du sulfate de soude. Des gaz plus pauvres ont servi parfois à fabriquer du sulfate d'alumine, en les faisant circuler dans des tas de schistes alumineux. On peut aussi les employer à attaquer, en présence de l'eau, des oxydes métalliques qu'on veut dissoudre pour les traiter par voie humide, par exemple l'oxyde de cuivre. On pourrait les utiliser à la préparation des superphosphates, en les faisant agir sur le phosphate humecté et chauffé. Ces diverses applications dépendent des circonstances locales et ne peuvent

généralement s'étendre qu'à des quantités restreintes : dans les usines où on grille beaucoup de minerais, les gaz ne sont, en grande partie, qu'un embarras.

### C. — Grillages spéciaux

**59. Grillage chlorurant.** — Le *grillage chlorurant* s'applique aux minerais et aux mattes argentifères ; il consiste à griller ces composés avec du sel marin, pour transformer l'argent en chlorure soluble dans les chlorures alcalins et attaquant par le mercure.

Le chlorure de sodium au rouge réagit sur la plupart des sulfates métalliques, avec production de sulfate de soude fixe et de chlorures métalliques volatils ; cette réaction est surtout vive avec les sulfates de fer et de cuivre.

Ce sel n'attaque pas la plupart des oxydes métalliques et des métaux libres : mais, en présence du sulfate de fer, il peut donner de l'acide chlorhydrique et du chlore gazeux. En effet, le perchlorure de fer,  $\text{Fe}^{\circ}\text{Cl}^3$ , qui prend naissance par la double décomposition indiquée ci-dessous, peut se décomposer partiellement sous l'action de l'air et de la chaleur ; d'un autre côté, la décomposition directe du sulfate peut donner de l'acide sulfurique qui, en agissant sur le sel marin, produira de l'acide chlorhydrique. Ces deux gaz exerceront sur tous les composés métalliques une action chlorurante beaucoup plus énergique que celle du chlorure de sodium. La présence de la pyrite dans les minerais facilite donc la chloruration.

Le but à atteindre est de chlorurer tout l'argent, sans dépenser trop de sel et sans chlorurer les autres métaux. Pour cela, il faut griller à basse température, décomposer, autant que possible, les sulfates de cuivre et de fer, sans décomposer le sulfate d'argent, qui est plus stable ; puis mélanger le sel très intimement avec la matière grillée, qui ne doit pas être trop chaude pour ne pas volatiliser le réactif ; enfin fondre la masse sans dépasser le rouge cerise.

Si on chauffe trop pendant la première partie de l'opération, l'argent passe à l'état métallique et échappe en partie à la chloruration. Si on chauffe trop pendant la seconde, il peut se volatiliser ; cette dernière cause de perte est augmentée par la présence des chlorures volatils.

En pratiquant l'opération que nous venons de décrire avec un excès de sel marin, et après un grillage modéré, on peut chlorurer le cuivre et même le fer, si les sulfates de ces métaux n'ont pas été décomposés : il faut maintenir la température plus basse que pour l'argent.

Quant à l'or, son chlorure étant décomposable par la chaleur, il se trouve à l'état métallique dans les produits de la chloruration.

Ce mode de grillage se fait dans des réverbères assez petits pour qu'on soit bien maître de la température, et sur de faibles charges.

Souvent on opère dans des fours à moufle afin de pouvoir condenser l'acide chlorhydrique, qui peut servir à la dissolution du cuivre.

**60. Grillage par la vapeur.** — La vapeur d'eau décompose tous les sulfures au rouge. Son emploi aurait de grands avantages pour le traitement des sulfo-arséniures, car elle détermine la volatilisation complète de l'arsenic et de l'antimoine, tandis que, dans le grillage à l'air, il se forme des arséniates et antimoniates stables : ces composés retiennent notamment l'argent et déterminent des pertes importantes. Cependant le *grillage à la vapeur* n'a presque pas reçu d'applications pratiques jusqu'à ce jour, à cause des complications qu'il entraîne si on veut obtenir un contact suffisant de la vapeur et du minerai. La réaction ne se fait complètement que dans les appareils de laboratoire, avec un fort courant de vapeur traversant un tube chauffé par l'extérieur. Il est difficile d'obtenir les mêmes résultats dans un four industriel.

**61. Production d'acide sulfurique.** — La fabrication de l'acide sulfurique étant souvent une annexe du grillage, nous donnerons ici quelques indications sommaires sur l'état actuel de cette industrie. — Les gaz produits par les fours doivent contenir au moins 6 0/0 d'acide sulfureux, et la teneur ordinaire se rapproche de 8 0/0. Après être passés par des chambres de dépôt pour se débarrasser de leurs poussières, ils traversent d'abord la tour de Glover, où ils circulent en sens inverse d'une pluie d'acide faible provenant des chambres. Dans ce trajet, ils se refroidissent à 40° environ et échauffent l'acide, qui se concen-

tre en même temps qu'ils lui enlèvent les dernières traces de produits azoteux, de manière à diminuer autant que possible la consommation de nitrate.

Le supplément d'acide azotique nécessaire est versé en haut de la tour de Glover ou bien introduit au moyen de pots, sur lesquels on place du nitrate de soude et de l'acide sulfurique.

Les gaz passent dans les chambres de plomb, où l'on envoie par place des jets de vapeur ; des cloches en verre permettent d'observer l'aspect des gaz, qui doivent contenir une certaine proportion de vapeur *rutilante* ; la température doit se maintenir dans les environs de 40°.

La quantité de vapeur à injecter est d'environ 2.250 grammes par kil. de soufre brûlé, et le volume d'air de 6.800 litres à la température de 20°.

Autrefois on employait plusieurs chambres de dimensions variées ; actuellement leur nombre se réduit en général à deux, et la question importante est le volume total de ces chambres par rapport à la production. En général, on compte sur une moyenne d'environ 1 mc. 2 par kilog de soufre à brûler par jour ; ce volume peut s'abaisser à 1 mètre, on l'élève au contraire au-dessus de 1 m. 50 dans les pays où il y a de très grandes différences de température suivant les saisons. Dans de bonnes conditions, on consomme entre 2,5 et 3 de nitrate de soude pour 100 de soufre.

On peut arriver à une production plus intensive en activant le tirage et employant des ventilateurs ; mais alors la consommation d'acide azotique augmente, et il faut augmenter aussi le volume des tours, ce qui compense en partie l'économie faite sur le volume des chambres de plomb.

A la sortie des chambres, les gaz doivent contenir un certain excès d'oxygène, environ 8 0/0, afin d'éviter qu'une partie de l'acide acétique employé ne soit réduit à l'état de protoxyde d'azote ou même d'azote libre, qui ne pourrait pas être régénéré. Avant de s'échapper dans l'atmosphère, les gaz traversent encore de bas en haut la tour de Gay-Lussac, où ils circulent en sens inverse d'une pluie d'acide faible qui absorbe les composés azoteux.

Les dimensions ordinaires des chambres sont de 10 mètres de largeur, avec une longueur plus ou moins grande suivant le volume nécessaire ; l'épaisseur des plaques est d'environ 3 millimètres.

L'acide des chambres a un titre d'environ 52°, il est reversé en partie dans la tour de Gay-Lussac, et la presque totalité venant, soit de cette tour, soit directement des chambres, repasse dans la tour de Glover, où il est dénitrifié et se concentre environ à 60°. Lorsque l'on veut préparer de l'acide plus fort, il tombe directement dans les bassines de concentration.

Le déchet est d'autant plus fort que l'on traite des minerais plus pauvres : avec les blendes, il peut monter au-dessus de 25 0/0 du soufre réellement grillé et passant dans les gaz, il descend rarement au dessous de 15 0/0.

Les frais de fabrication peuvent varier entre 4 et 8 francs par tonne d'acide. L'acide sortant directement des chambres peut se vendre entre 3 et 5 francs les 100 kg., quand il y a un débouché voisin ; s'il doit être transporté loin, il y a avantage à le concentrer.

**61<sup>bis</sup>. Procédés de contact.** — Depuis quelque temps, on emploie, surtout pour la fabrication de l'anhydride ou de l'acide fumant, des procédés, dits de contact, reposant sur le principe qu'à une température convenable, d'environ 250°, l'anhydride sulfureux peut se combiner directement avec l'oxygène, en présence de certains corps poreux et principalement du platine, qui exerce ce que l'on appelle une action catalytique, c'est-à-dire provoque la combinaison chimique sans y prendre part.

La réaction de contact commence à une température d'environ 250° et elle est complète, environ, entre 380 et 430°. On peut obtenir alors théoriquement un rendement de 98 0/0, mais le rendement diminue rapidement ensuite.

La plupart des usines qui appliquent ces nouveaux procédés emploient l'asbes platiné ; on peut aussi employer l'oxyde de fer et même les résidus de pyrite grillée, mais l'opération est plus difficile à conduire, ces matières perdant rapidement leur activité.

Avant de pénétrer dans les appareils de contact, les gaz doivent être refroidis à température convenable, bien purifiés et desséchés ; quelquefois même on alimente les fours de grillage avec de l'air préalablement desséché. Toutes les impuretés autres que les composés oxygénés de l'azote sont nuisibles, et il est presque impossible de traiter les gaz contenant des composés

de l'arsenic ou du fluor : les matières poreuses perdraient trop rapidement leur activité.

Ces nouveaux procédés présentent surtout de l'intérêt au point de vue de la fabrication des acides forts, la production et les frais restant à peu près les mêmes, quel que soit le degré de concentration, tandis que dans le procédé ordinaire la concentration ultérieure coûte très cher et ne permet guère de dépasser le titre de 66°. Pour l'acide ordinaire, l'avantage devient plus douteux ; cependant les installations sont moins considérables. Les partisans de ces méthodes annoncent que, même pour produire l'acide à 50°, elles permettraient de réduire de 30 0/0 environ les frais d'installation et de 10 à 15 0/0 les frais d'exploitation.

**61<sup>ter</sup>. Purification.** — L'acide des chambres peut être notablement déprécié par la présence d'impuretés provenant des éléments volatils contenus dans les minerais ; les plus nuisibles sont l'arsenic et le sélénium. Ce dernier, toujours en très petite quantité, peut être précipité par l'addition d'une solution de chlorate de potasse ; l'arsenic, beaucoup plus fréquent, peut être éliminé suffisamment par l'action de l'hydrogène sulfuré, qui le précipite sous forme de sulfure d'arsenic. On fait circuler le gaz et l'acide en sens inverse à travers une tour verticale, et l'acide passe ensuite dans un filtre à vide, qui retient le précipité de sulfure. En Amérique, on a modifié cette disposition : on fait circuler l'acide venant des chambres à travers une série de boîtes garnies de plomb, avec fond filtrant rempli de fragments de quartz ; le gaz arrive au fond de ces boîtes par des tuyaux perforés, puis s'échappe dans une tour dont le volume peut être beaucoup plus faible et où on ne verse au sommet que la quantité d'acide nécessaire pour agir sur l'hydrogène sulfuré subsistant. On diminue ainsi beaucoup la quantité d'acide à relever ; les boîtes sont retirées alternativement, puis laissées en repos pendant un ou deux jours, à la suite desquels on peut indiquer la plus grande partie de l'acide purifié ; 1/4 seulement a besoin d'être filtré. L'hydrogène sulfuré pourra, dans certains cas, être un sous-produit de certaines fabrications chimiques ; on peut le produire à assez bon compte en attaquant, par l'acide faible, le proto-sulfure de fer, qui s'obtient quand on fond à l'abri de l'air la pyrite dans de petits fours à cuve.



## CHAPITRE III

### OPÉRATIONS EXTRACTIVES

---

Traitement des minerais par voie sèche et par voie humide. — Procédés électriques.

**62. Exposé.** — Dans ce chapitre, nous étudierons les opérations où il y a séparation de deux ou plusieurs produits, les uns stériles, les autres constitués soit par des métaux bruts, soit par des produits intermédiaires riches en métaux, tels que les mattes.

On distingue les procédés par voie sèche et les procédés par voie humide. Dans les premiers, la séparation se fait le plus souvent par fusion, et quelquefois par distillation. Les matières stériles s'éliminent à l'état de composés fusibles, qu'on nomme scories ou laitiers, et la formation d'une scorie convenable est une des conditions essentielles dans tous les cas.

Nous commencerons donc par étudier les propriétés générales des scories.

#### § 1. — SCORIFICATION

**63. Scories.** — Les scories sont des silicates multiples où se retrouvent tous les éléments fixes qui ont été chargés dans le four sous une forme quelconque. Elles doivent satisfaire à deux conditions principales : être assez fusibles pour que les métaux s'en séparent facilement, et avoir une composition chimique convenable pour retenir en combinaison tous les corps étrangers sans retenir le métal qu'on cherche à extraire.

**64. Formules des silicates.** — La fusibilité d'un silicate

dépend de sa composition. On peut distinguer, au point de vue de la composition chimique, les silicates simples et les silicates multiples.

Les silicates simples sont ceux où il n'entre qu'une seule base. La silice paraît se combiner avec les bases en proportions indéterminées: certains silicates définis tendent bien à se séparer par cristallisation, mais quand on fond un mélange de silice et de bases en proportion quelconque et qu'on le refroidit brusquement, on obtient toujours un magma homogène.

On définira un silicate simple en indiquant la base et le rapport qui existe entre l'oxygène de la base et celui de la silice, qu'on appelle oxygène basique et oxygène acide. Dans les formules minéralogiques, on indique la base par le symbole du métal, et le rapport caractéristique par des exposants dont on affecte ce symbole et celui du silicium. Pour en déduire la formule chimique, il faut tenir compte de la composition de la base. Ainsi la formule  $\text{Ca}^n \text{Si}^m$  indique un silicate de chaux où l'oxygène acide et l'oxygène basique sont entre eux dans le rapport  $\frac{m}{n}$ ; la formule chimique correspondante serait  $2n \text{CaO}$ ,  $m \text{SiO}^2$ . Le symbole  $\text{Al}^n \text{Si}^m$  représente un silicate d'alumine ayant le même degré d'acidité, et dont la formule chimique serait:  $2n \text{Al}^2\text{O}^3$ ,  $3m \text{SiO}^2$ .

Lorsque le rapport  $\frac{m}{n}$  a une valeur simple, on peut le désigner par un préfixe ajouté au nom du silicate. Ainsi on appellera protosilicates, sesquosilicates, bisilicates, trisilicates les composés dans lesquels ce rapport est respectivement égal à 1,  $\frac{3}{2}$ , 2, 3; on nomme sous-silicates ceux où il est inférieure à 1. On appelle en général silicates acides ceux où le rapport  $\frac{m}{n}$  est élevé, et silicates basiques ceux où il est faible.

On peut diviser les bases, au point de vue de leur influence sur la fusibilité, en trois classes: les bases fusibles, comprenant les alcalis et presque tous les protoxydes métalliques; les bases fixes, comprenant les bases terreuses, comme la baryte et la chaux, qui peuvent donner des silicates fusibles; et les bases réfractaires, comme la magnésic, l'oxyde de zinc, le sesquioxyde de fer et l'alumine, qui ne donnent pas de silicates simples fusibles.

Les silicates simples des bases de la première catégorie sont

fusibles pourvu qu'ils contiennent une proportion de base suffisante, et leur fusibilité augmente avec la proportion relative de la base. Au point de vue de l'énergie fondante, on peut classer ces bases dans l'ordre suivant: soude, potasse, oxyde de plomb, oxydes d'étain et de cuivre.

Les protoxydes de manganèse et de fer se placent sur la limite de la première et de la seconde catégorie. Ils ne sont pas fusibles à l'état de liberté, parce qu'ils se suroxydent à l'air, mais leurs silicates sont très fusibles: cependant la fusibilité diminue quand la base domine par trop et que la teneur en silice descend au-dessous de 15 0/0 environ. Les silicates basiques de fer peuvent se suroxyder à l'air et se transforment en silicates de sesquioxyde infusibles; cette propriété disparaît quand il y a trop de silice (plus de 40 à 50 0/0). Les silicates de manganèse ne se suroxydent pas et n'épaississent pas à l'air.

Les silicates des bases fixes ne sont fusibles que quand le degré d'acidité est compris entre certaines limites; dès que la base ou la silice deviennent prépondérantes, la fusibilité diminue. La baryte est assez fondante: la proportion de silice qu'elle peut fondre est comprise entre 30 et 70 0/0, correspondant aux formules  $BaSi^2$  et  $BaSi^{12}$ ; la chaux l'est beaucoup moins: ses silicates ne sont fusibles que quand leur composition oscille entre les formules  $CaSi^2$  et  $CaSi^3$ , correspondant à 53 et 62 0/0 de silice.

Les silicates simples des bases réfractaires restent pâteux aux températures les plus élevées des fourneaux; ceux qui se ramollissent le plus facilement sont les bi et les trisilicates, ou ceux qui ont des formules intermédiaires. La magnésie est la moins réfractaire des quatre bases que nous avons énumérées dans cette catégorie. Le trisilicate de magnésie est fusible au blanc éblouissant. Il est à remarquer que les bases réfractaires sont en général des bases faibles au point de vue chimique.

**65. Silicates multiples.** — Les silicates multiples sont ceux qui contiennent plusieurs bases. On peut les considérer comme dérivant des silicates simples dans lesquels une partie de la base aurait été remplacée par des bases jouant le même rôle. Leur formule minéralogique s'écrira de la même façon, mais on y distingue souvent les protoxydes et les sesquioxydes. Ces deux ordres de base paraissent y jouer un rôle différent; dans les minéraux sili-

catés, deux protoxydes peuvent se remplacer entre eux, équivalent par équivalent; deux sesquioxydes peuvent éprouver une substitution analogue, sans que le système cristallin soit changé. Il n'en serait pas de même si on y remplaçait un protoxyde par un sesquioxyde. Ainsi on désignera par la formule  $(\text{Ca}, \text{Mg}, \text{Fe})^n \text{Si}^m$  ( $\text{A}^7, \text{Fe}^{11}$ ) $^p$  un silicate multiple où l'oxygène de la silice est avec celui des protoxydes dans le rapport  $\frac{m}{n}$ , et avec celui des sesquioxydes dans le rapport  $\frac{m}{p}$ ; la formule chimique comprendra  $m$  équivalents de silice,  $3n$  équivalents de protoxydes, parmi lesquels la chaux; la magnésie et le protoxyde de fer figureront en proportions quelconques et pourront se remplacer mutuellement, et  $p$  équivalents d'alumine ou de sesquioxyde de fer pouvant se substituer l'un à l'autre. Le degré d'acidité sera caractérisé par le rapport  $\frac{m}{n+p}$ , et les valeurs simples de ce rapport seront indiquées par les mêmes noms que celles du rapport  $\frac{m}{n}$  pour les silicates simples. Il faut cependant remarquer que le rôle de l'alumine, dans ces composés complexes, est mal connu, et qu'elle peut y remplir en partie la fonction d'acide faible.

**66. Variations de la fusibilité.** — Les silicates présentant un degré d'acidité déterminé sont d'autant plus fusibles qu'ils contiennent un plus grand nombre de bases. Ainsi, on augmente en général la fusibilité d'un silicate quand on y remplace une partie de l'une des bases par une autre base qui ne se trouvait pas dans le composé primitif. Il peut se présenter trois cas différents : 1° La base nouvelle ainsi introduite est fusible et remplace une base fixe; dans ce cas la fusibilité augmentera rapidement et d'autant plus que la substitution sera plus complète; 2° La nouvelle base est fixe, mais remplace une base plus réfractaire; c'est ce qui arrivera si on remplace en partie la magnésie ou l'alumine par la chaux ou la baryte: dans ce cas la fusibilité augmentera avec la proportion de base, jusqu'à une limite assez élevée. Cependant il ne faudra pas que la substitution soit complète; ainsi on pourra remplacer avantageusement, dans un silicate d'alumine, les deux tiers et même les trois quarts de l'alumine par de la chaux: mais la fusibilité diminuera quand la proportion relative d'alumine descendra au-dessous d'un

quart, et que la composition se rapprochera trop de celle d'un silicate simple; 3° La nouvelle base est plus réfractaire que celle qu'elle remplace; dans ce cas la fusibilité n'augmentera que dans de très faibles limites, et diminuera de nouveau si la base réfractaire vient à prédominer: ainsi un silicate double d'alumine et de chaux présentera en général son maximum de fusibilité quand sa teneur en alumine sera voisine de 10 0/0, mais si cette base venait à dominer, s'il y en avait 20 0/0 par exemple, le silicate deviendrait visqueux.

L'oxyde de zinc constitue une exception aux règles précédentes: il contribue toujours à épaissir les silicates, et ceux-ci restent toujours pâteux dès que sa proportion atteint 10 0/0.

**67. Silicates acides et basiques.** — Au point de vue chimique, on peut distinguer les silicates acides et les silicates basiques. Les silicates sont d'autant plus acides qu'ils contiennent plus de silice, et que cette silice est unie à des bases plus faibles. Ainsi, à formule égale, les silicates d'alumine seront plus acides que ceux de magnésie, ces derniers le seront plus que ceux de chaux et de baryte. En général, les silicates acides retiennent les métaux plus énergiquement, et s'opposent à leur réduction; les silicates basiques sont plus faciles à réduire. Il faudra donc, pour faciliter l'extraction des métaux, avoir des scories basiques; mais si l'on vise à retenir dans les scories les métaux plus oxydables, comme le fer, par exemple, il faudra leur donner un certain degré d'acidité. Les scories basiques absorbent plus aisément les métalloïdes, comme le soufre ou le phosphore, à l'état de phosphates, de sulfates ou de sulfures dissous; elles ont l'inconvénient de ronger les parois des fours en s'emparant de la silice qui entre presque toujours dans leur composition.

Les silicates acides, lorsqu'ils sont fondus, coulent à la manière du verre; ils sont *longs*, c'est-à-dire qu'ils s'étirent en fils sans se rompre; ils deviennent visqueux par le refroidissement, et présentent une cassure vitreuse, ou porcelanique.

Les silicates basiques sont plus fluides, mais ils sont *courts*, c'est-à-dire qu'ils se séparent facilement en gouttes. Ils se solidifient brusquement, et ont une cassure pierreuse. Lorsque la chaux y domine, ils deviennent *fusants* et tombent en poussière au contact de l'air. Les silicates alcalins ont toujours une ten-

dance à être vitreux. Un grand nombre de bases communiquent aux silicates des colorations caractéristiques; aussi l'aspect d'une scorie ou la façon dont elle coule permettent souvent de juger si sa composition est convenable.

**68. Scories et laitiers.** — Les silicates qui se produisent dans les opérations métallurgiques se composent d'éléments empruntés aux matières chargées et aux parois des fours. On appelle plus particulièrement *scories* ceux qui retiennent des oxydes métalliques et *laitiers* ceux qui ne contiennent que des bases terreuses. Les laitiers sont à base d'alumine et de chaux; on y trouve aussi de la magnésie, des protoxydes de fer et de manganèse, parfois un peu d'alcalis. Ce sont en général des produits définitifs, c'est-à-dire qu'ils ne contiennent plus de métaux en proportion suffisante pour être traités. Les *scories* se produisent surtout dans le traitement des métaux fusibles, et contiennent comme bases principales le protoxyde de fer et la chaux, avec des proportions variables du métal qu'on cherchait à extraire et qui y a été retenu en partie: lorsque ce dernier métal y est assez abondant, ces scories sont dites *riches* et rentrent dans le traitement comme des minerais silicatés; si, au contraire, sa proportion est assez réduite pour qu'on ne puisse pas l'extraire avantageusement, la scorie est dite *pauvre* et est rejetée. Parfois les scories pauvres peuvent être employées comme fondants pour d'autres opérations, surtout quand elles sont très basiques.

**69. Fondants.** — Les gangues des minerais étant le plus souvent siliceuses ou argileuses, les fondants à ajouter pour former une scorie convenable sont en général des bases ou des oxydes métalliques.

Les alcalis sont des fondants énergiques: 2 ou 3 0/0 suffisent pour fondre les silicates terreux. Leur prix élevé restreint leur emploi et le rend impossible sauf pour le traitement des minerais ou des métaux ayant une grande valeur. Ils interviennent, cependant, toutes les fois qu'une matière est fondue au contact du charbon de bois, et leur présence dans les cendres est un des grands avantages de ce combustible.

Le fondant le plus employé est la chaux. On l'introduit sous forme de calcaire, qu'on appelle *castine*. L'acide carbonique s'élimine sous l'action de la chaleur et ne joue aucun rôle; la

chaux fond les gangues siliceuses et argileuses, qui sont les plus répandues. Si la gangue est purement siliceuse, il faut adjoindre à la chaux un autre oxyde qui sera généralement l'alumine (sous forme d'argile ou de marne), ou la magnésie (calcaires dolomitiques), parfois les oxydes de fer ou de manganèse. La baryte joue le même rôle que la chaux et est plus fondante : elle la remplacera avantageusement quand on pourra se la procurer à des prix abordables.

L'argile pourra servir de fondant aux minerais à gangue calcaire, en formant des silicates doubles. Elle est alors désignée sous le nom d'*erbue*.

Le spath fluor, qui est très fusible et très fluide, est quelquefois employé pour délayer en quelque sorte les scories ; il sert surtout lorsque la gangue se compose de sulfates de baryte ou de chaux. Il détermine la fusion de ces corps à une température modérée, tandis que les silicates doubles qu'on pourrait former avec ces bases ne fondraient qu'à une température très forte.

La silice sert à scorifier et à fondre les oxydes métalliques : elle intervient surtout dans l'affinage des métaux. Il est rare qu'on l'ajoute exprès, mais elle est souvent empruntée aux parois des fours par les scories très basiques.

**70. Fondants métalliques.** — L'oxyde de manganèse sert souvent à rendre plus fluides les scories et les laitiers produits dans la métallurgie du fer.

L'oxyde de fer sert pour fondre les gangues des minerais contenant des métaux plus précieux et plus réductibles que le fer. On l'emploie sous forme de pyrite grillée ou de minerai de fer.

Les scories à base de protoxyde de fer sont bien plus fluides que les laitiers obtenus avec des fondants purement terreux : aussi cet oxyde rend de grands services dans le traitement des minerais des métaux fusibles. Quant aux oxydes de cuivre, de plomb, d'étain, ils se trouvent dans les scories données par le traitement des minerais de ces métaux, et contribuent à les rendre fusibles. On ne peut considérer ces oxydes comme fondants, car leur présence dans ces scories est une cause de perte, et on cherche au contraire à les empêcher d'y passer, en les déplaçant par d'autres bases (chaux et oxyde de fer).

Les fondants exercent aussi des actions chimiques. En modifiant la composition des scories, ils pourront faciliter ou entraver la réduction des métaux et influencer sur leurs qualités. On doit éviter d'introduire avec les fondants des corps nuisibles à la qualité des métaux : ainsi la castine employée dans les hauts-fourneaux à fer ne doit pas contenir de soufre ni de phosphore ; les pyrites que l'on emploie dans la métallurgie du plomb ou du cuivre ne doivent pas contenir d'arsenic ni d'antimoine.

**71. Emploi des scories.** — Parfois on peut utiliser comme fondants les scories obtenues dans des opérations différentes de celle qu'on veut réaliser. On a même, dans certaines usines, l'habitude de charger avec le minerai une grande partie des scories qui ont été obtenues antérieurement dans des opérations analogues à celle où on les repasse. Cette pratique n'est pas à conseiller. L'opération nouvelle n'étant pas différente de celle dont ces scories représentent le déchet, elles ne peuvent apporter que très peu d'éléments utiles. En effet, la composition des nouvelles scories qu'on produira ne différera que peu de celle des anciennes scories qu'on repasse ; par suite, leur addition aura grossi la masse des matières à fondre sans en modifier beaucoup la nature, puisqu'elles contiennent les différents corps à peu près dans les mêmes proportions que le reste du lit de fusion. Il ne faut repasser les scories à l'opération qui les a produites que d'une façon exceptionnelle, et lorsqu'elles sont trop riches pour être rejetées : elles reviennent alors à titre de minerai, non de fondant. Parfois des minerais trop pauvres pour être traités seuls peuvent être avantageusement ajoutés à d'autres minerais plus riches, lorsque leur gangue est de nature à jouer le rôle de fondants.

## § 2. — FOURS DE FUSION

**72.** — Toutes les opérations comportant la fusion des minerais peuvent se faire dans trois types de fours différents : les fours à cuve, les fours à réverbère et les fours à creuset.

**73. Comparaison des fours à cuve et des fours à réverbère.** — Les fours à cuve sont de beaucoup les plus écono-



miques et les plus employés ; l'action y est toujours réductrice, et il en résulte que certains corps étrangers, comme l'arsenic et l'antimoine, passent plus facilement dans les métaux. D'autre part, il y a une certaine difficulté à traiter les minerais menus ; enfin, ils donnent lieu à des pertes par volatilisation et entraînement de poussière.

Ce sont les trois causes qui peuvent faire préférer parfois les fours à réverbère pour l'extraction des métaux ayant une certaine valeur.

**74. Traitement des menus.** — La difficulté de traiter les menus peut être résolue de deux manières : soit par l'agglomération, soit par l'emploi de pressions suffisantes pour que l'air puisse pénétrer malgré la résistance que lui oppose le tassement des minerais fins. Autrefois on marchait avec des pressions relativement faibles ; on tend à les augmenter de plus en plus, et les hauts-fourneaux actuels emploient des pressions de 600 gr. à 1 kg. par centimètre carré. Les fours à cuivre et à plomb, qui sont beaucoup moins hauts, emploient des pressions de 100 à 300 gr.

Si on assure l'alimentation abondante d'air, le traitement des menus peut devenir, jusqu'à un certain point, plus avantageux que celui des gros, car le contact des minerais avec les gaz est plus intime ; et, au point de vue de l'économie et de la rapidité de la marche, il semble bien, qu'en effet, les meilleurs résultats aient été obtenus dans des fours où l'on traite des minerais relativement fins et friables ; mais la marche du four devient tout à fait irrégulière si la pression est trop faible. Le seul inconvénient qui subsiste est l'entraînement des poussières, qui augmente avec la pression.

Pour éviter les engorgements, il importe que les machines soient réglées de manière à fournir toujours le même volume d'air à pression variable, suivant la résistance ; il faut donc que les différents fours soient indépendants et que la pression puisse n'être pas la même dans tous, comme cela avait lieu dans beaucoup d'installations anciennes, où les mêmes machines alimentaient plusieurs fours et marchaient à pression constante.

a) *Fours à cuve*

**75. Utilité des allures rapides.** — Nous avons traité, dans le volume précédent (1), la question de la construction et des dimensions des fours à cuve ; la tendance actuelle est d'augmenter ces dimensions en augmentant la pression et le nombre des tuyères, de manière à répartir l'air sur tout le pourtour du creuset.

Il est utile d'employer de grands fours et de leur demander la production la plus active possible, afin de restreindre les causes de déperdition de chaleur et d'assurer une marche régulière. Autrefois, on employait surtout, pour les minerais relativement fusibles, des fours de petite dimension marchant à pression faible et se tenant pour ainsi dire sur la limite de la température nécessaire ; il en résultait des dérangements fréquents, et des refroidissements qui pouvaient rendre les scories pâteuses et les séparations beaucoup plus nettes. Avec une marche intensive, les matières deviennent plus fluides, les pertes de métal par entraînement dans les scories sont moindres, le four se maintient chaud, et les dérangements d'allure sont plus faciles à éviter.

Ces allures intensives ne peuvent être réalisées qu'avec des fourneaux refroidis, de manière à éviter la corrosion trop rapide. Actuellement, le refroidissement des creusets par courant d'eau est d'un usage à peu près général ; on étend même quelquefois à toute la cuve le water-jacquet, constitué par une enveloppe à double paroi. Toutefois, si ces fours sont commodes à monter, il ne semble pas que les avantages qu'ils présentent soient de nature à compenser la déperdition de chaleur inutile qu'ils entraînent. Il est plus logique de limiter le refroidissement à la région où il est rendu nécessaire par la haute température intérieure, et de construire toute la partie supérieure de la cuve en maçonnerie, là où celle-ci peut résister suffisamment.

**76. Formes des fours.** — La forme la plus employée est celle des cuves à section circulaire ; cependant, pour les minerais fusibles comme ceux de cuivre et de plomb, on peut employer

(1) *Métallurgie générale. Procédés de chauffage.*

la section rectangulaire avec tuyères réparties sur toute la longueur des deux grands côtés : on réalise ainsi un volume plus considérable sans exagérer la largeur de l'ouvrage. Pour les fours de grandes hauteur, le profil est toujours évasé au centre et rétréci au creuset et au gueulard ; pour les fours de moyenne hauteur, ne dépassant pas 5 ou 6 mètres, le profil peut être régulièrement évasé de bas en haut.

Les différentes dimensions devant être en rapport avec la pression et avec la nature plus ou moins friable des minerais, les grandes hauteurs ne s'emploient que pour les minerais difficiles à réduire et exigeant une haute température ; dans les hauts-fourneaux, elle atteint 20 ou 25 mètres, parfois même davantage. Pour les minerais de cuivre pauvres ou plus fusibles, comme ceux que l'on traite au Mansfeld, on peut employer ce que l'on appelle des demi-hauts-fourneaux, allant à des hauteurs de 11 ou 12 mètres.

Pour les minerais plus fusibles et plus faciles à réduire, des hauteurs exagérées seraient nuisibles, en favorisant la réduction du fer qui doit rester dans les scories. Ainsi, pour les fours à cuivre ou à plomb, les hauteurs usuelles ne dépassent guère 5 ou 6 mètres et peuvent descendre jusqu'à 4 mètres.

La largeur en face des tuyères, ou le diamètre, dans le cas de section circulaire, peut dépasser 3 mètres dans les hauts-fourneaux marchant à haute pression, tandis qu'elle est seulement de 2 mètres à 2 m. 50 dans ceux qui marchent à pression moyenne. Pour les fours à cuve ordinaires, elle est en général de 1 mètre à 1 m. 50, et autrefois on la limitait le plus souvent au-dessous d'un mètre quand on employait de faibles pressions.

**77. Production.** — La puissance productive d'un four peut être rapportée, soit à son volume, soit à la section totale aux tuyères. La production par mètre cube est dans chaque cas proportionnelle au temps que le minerai passe dans le four, et elle ne doit pas dépasser une certaine limite, sans quoi le minerai serait insuffisamment préparé et la chaleur mal utilisée. Toutefois, au point de vue des frais de fabrication, il ne faut pas, non plus, qu'elle devienne trop faible ; d'après les études faites sur les hauts-fourneaux, la production par mètre cube varie, en pratique, depuis 100 kilogrammes jusqu'à une tonne

de fonte. Il semble bien que les allures trop rapides donnent lieu à une consommation plus forte ; ainsi, dans les hauts-fourneaux américains actuels, avec du minerai à 62 0/0 la production moyenne est voisine de 500 kilogrammes. Deux fourneaux traitant les mêmes minerais, et où elle est respectivement de 460 et 675, ont donné des consommations de 865 kilogrammes de coke pour le premier et de 1.162 pour le second ; il semble donc que dans ces conditions la production spécifique de 500 kilogrammes soit voisine de la limite convenable. Dans les usines européennes, avec des minerais à 35 0/0, la production spécifique ne dépasse guère 300 kilogrammes (1).

D'autre part, on observe que, dans des conditions comparables, les fourneaux qui dépassent certaines dimensions donnent une production spécifique plus faible, c'est-à-dire que le volume y est moins bien utilisé. Ceci se présente surtout lorsqu'on augmente le volume par l'élargissement exagéré du ventre ; il semble bien que, conformément aux règles admises en Amérique, le diamètre du ventre doive être au plus double de celui de l'ouvrage et que la partie des étalages ne doive pas être inférieure à 72°. On pourra adopter une règle analogue pour les petits fourneaux à cuve évasée.

Dans les anciens hauts-fourneaux, le temps de séjour des charges dépassait souvent 48 heures : avec les allures rapides, il se réduit à 24 heures. Dans les fours à cuivre (minerais fusibles), il peut s'abaisser à 8 heures.

**78. Rapport de la production à la section.** — On obtient des chiffres beaucoup moins variables lorsqu'on calcule, d'après les résultats pratiques, le poids de matières totales fondues (laitiers et fonte) qui traversent l'ouvrage par mètre carré de section et par 24 heures. Ce poids descend rarement au-dessous de 1.000 kilogrammes, et il monte à 1.700 ou 1.800 pour les fourneaux américains qui marchent à haute pression ; on comprend qu'il est moins variable, parce qu'au moment où les matières arrivent à l'ouvrage elles sont à peu près fondues et les différences d'état physique du minerai ne jouent plus aucun rôle. Il ne semble pas, du reste, qu'il y ait intérêt à diminuer cette vitesse d'écoulement des matières à travers l'ouvrage ; l'essentiel c'est qu'elle soit en rapport avec la pression.

(1) V. Ledebur, Chap. II (Traduction française).

C'est donc, peut-être, cet élément qu'il conviendrait le mieux de choisir comme règle de la construction des fourneaux. Dans chaque cas particulier, on devrait, d'après la fusibilité des matières, adopter un diamètre d'ouvrage en rapport avec la pression et la production prévues, en se tenant dans les limites absolues de la pratique ; puis fixer la hauteur d'après la nature plus ou moins friable du minerai et des expériences déjà faites sur des minerais analogues, et enfin tracer le profil avec des pentes modérées d'où résultera le volume total.

Dans les fours à cuivre et à plomb, la quantité de matières fondues varie aussi dans les environs de 1.500 kilogrammes par mètre carré de section et par heure : les fours rectangulaires actuels ayant environ 2 mètres carrés de section d'ouvrage passent de 60 à 90 tonnes par 24 heures. Dans les anciens fours, on passait parfois moins de 500 kilogrammes.

**79. Rapport de la pression à la hauteur.** — Si on appelle  $H$  la hauteur du four, exprimée en mètres, et  $h$  la pression en centimètres de mercure, le rapport  $\frac{h}{H}$  oscille entre 2 et 3 pour les hauts-fourneaux américains (où la pression est variable), et entre 1 et 2 dans les hauts-fourneaux européens : il ne dépassait guère 1 dans les anciens hauts-fourneaux.

Pour les fours à cuivre, il oscille entre 0,8 et 5, suivant que le minerai est plus ou moins fusible, et pour les fours à plomb, entre 0,5 et 1. La tendance actuelle est plutôt de l'augmenter.

**80. Rapport de la pression au diamètre.** — Le diamètre en face des tuyères (exprimé en mètres) peut être représenté par l'expression  $k \times \frac{h}{H}$  ;  $k$  étant un coefficient qui varie de 1 à 2 et qui, pour un genre de fourneaux donné, augmentera lorsqu'on marchera à pression relativement basse. Ainsi les fours à cuivre et à plomb actuels ont des diamètres aux tuyères variant de 0 m. 8 à 1 m. 2 et allant rarement à 1 m. 5 ; les hauts-fourneaux américains ont des diamètres de 3 mètres à 3 m. 60.

Quand le coefficient  $k$  prend une trop forte valeur, la marche devient languissante et irrégulière ; ainsi les grands hauts-fourneaux à profil trapu essayés autrefois au Cleveland, qui avaient des diamètres de plus de 2 m. 50 avec un rapport

$\frac{h}{H} < 1$ , donnaient une production faible par rapport à leur volume.

En résumé, les deux rapports  $\frac{h}{H}$ ,  $h$ , avec la quantité de matières passée par unité de section, paraissent être les grandeurs qui varient le moins pour les fours à cuve fonctionnant bien. Si on détermine  $H$  d'après les données empiriques que l'on possède sur la nature du minerai à traiter, jointes à la règle sur l'obliquité des étalages, ces trois chiffres donneront à peu près les limites entre lesquelles devront se tenir les dimensions principales.

**81. Consommation de combustible.** — Par tonne de matières totales fondues, la consommation de combustible, dans les hauts-fourneaux à fer, varie de 400 à 600 kg. ; pour les minerais de plomb et les pyrites cuivreuses fusibles, elle est comprise entre 100 et 200 kg.

**82. Limite de l'agrandissement des fours.** — Depuis quelque temps, il y a tendance à augmenter les dimensions des fours à cuve. Déjà, autrefois, des tentatives avaient été faites dans ce sens : elles avaient donné des résultats médiocres, parce qu'on employait des pressions insuffisantes ; depuis, l'exemple des hauts-fourneaux américains a montré qu'en augmentant convenablement la pression on pouvait maintenir en bonne marche des fours de beaucoup plus grandes dimensions, et qu'on arrivait ainsi à une économie de main-d'œuvre sensible.

Toutefois, il semble y avoir actuellement une certaine réaction contre la vogue dont jouissent les grands fourneaux. S'il est démontré que les limites auxquelles on se tenait généralement, il y a une dizaine d'années, en Europe, étaient trop faibles, peut-être a-t-on atteint et quelquefois dépassé aujourd'hui, en Amérique, les limites les plus rationnelles.

M. Randolph van Liew (1), en comparant divers fourneaux pour la fusion des mattes de cuivre, conclut que les petits fourneaux alimentés à la main ont une marche plus régulière et plus économique. Il ne faudrait pas, toutefois, exagérer cette règle, car quelques-uns des grands hauts-fourneaux de Pensylvanie don-

(1) *Le Génie civil*, 23 avril 1903.

nent de très bons résultats. Toutefois, là encore, on n'est pas loin de la limite des dimensions utiles, et M. Birkinbine (1) estime qu'il n'y a pas d'avantage pratique à dépasser, comme on le fait dans quelques installations récentes, la hauteur de 27 mètres, le diamètre maximum de 6 mètres, et le diamètre au creuset de 3 m. 50 à 4 mètres.

Dans chaque cas particulier, les limites les plus convenables dépendront de la nature physique du minerai et du combustible ; il vient un moment où ce dernier se pulvérise trop, où on est obligé d'élever par trop la pression, et où la marche devient irrégulière : si les dimensions sont en rapport avec la nature du lit de fusion, il semble qu'un chargement automatique bien installé sera dans ce cas plus avantageux.

Pour les fours à cuivre et à plomb, il faut en tout cas avoir des dimensions et une activité de marche suffisantes pour que le fourneau constitue un réservoir de chaleur et que les matières soient bien liquides dans le creuset. Ce résultat essentiel obtenu, l'augmentation des dimensions n'aura plus qu'un intérêt économique, et devra se limiter à un point que l'on ne pourrait dépasser qu'avec des pressions plus fortes.

Les dimensions extrêmes que l'on peut admettre ne sont peut-être pas nécessaires pour réaliser le maximum d'économie de combustible, et leur principale utilité est de permettre l'emploi d'installations mécaniques puissantes et à grand rendement pour toutes les manutentions.

Cet avantage est surtout sensible en Amérique, où la main-d'œuvre est très chère. Dans les pays où elle est bon marché, il y aura moins d'intérêt à rechercher les appareils à très grande production.

Au point de vue des dépenses de premier établissement, la différence n'est pas non plus très sensible à partir d'une certaine limite ; ainsi, l'installation d'un grand haut-fourneau, pouvant produire jusqu'à 500 tonnes par jour, est évaluée en Amérique entre 4 et 5 millions, alors que celle d'un haut-fourneau de dimension moyenne, produisant de 200 à 250 tonnes, ne coûte pas plus de 2 millions.

C'est aussi à peu près le prix, en Angleterre, d'une installation de hauts-fourneaux du type ordinaire pouvant donner ensemble

(1) *Mineral Industry*, 1901.

la même production. Il est donc douteux qu'il y ait avantage, en Europe, à dépasser la production de 200 tonnes par fourneau.

Les essais faits dans ce sens n'ont pas donné jusqu'à présent de résultat tout à fait satisfaisant ; il est vrai qu'ils ont été contrariés, en Angleterre, par l'influence des corporations d'ouvriers, qui s'opposent à l'emploi de procédés de manutention mécaniques, et qui cherchent à faire élever la main-d'œuvre proportionnellement à la production.

**83. Dispositions pour la coulée.** — Un des points les plus importants dans la construction des fours à cuve, consiste dans les dispositions à employer pour l'évacuation des matières fondues, qui doivent se séparer en deux ou trois catégories. Autrefois, on

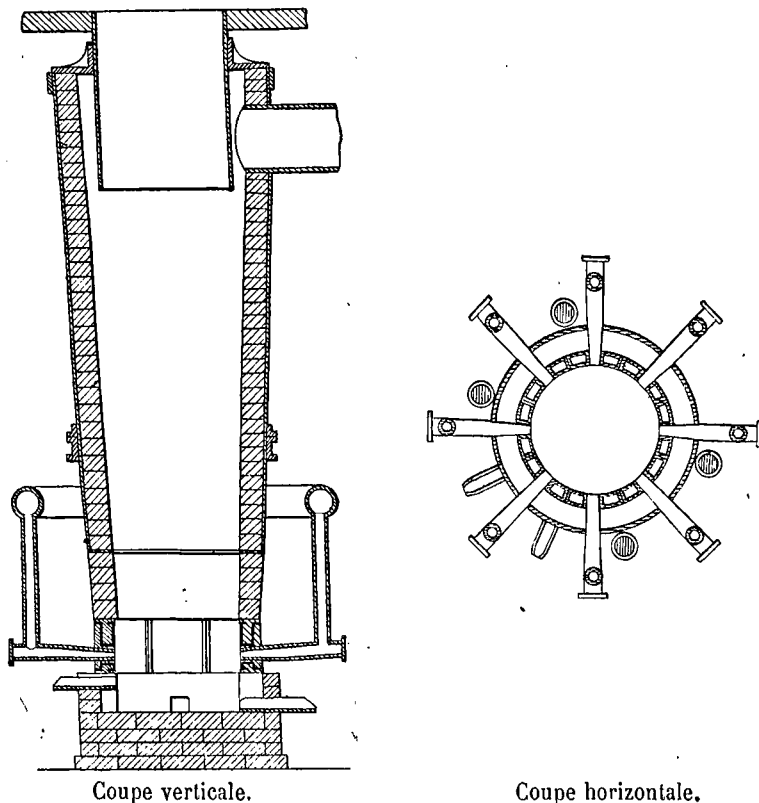


Fig. 33. — Four de Freiberg.

employait des avant-creusets découverts, qui étaient une cause de refroidissement importante ; aujourd'hui, presque tous les

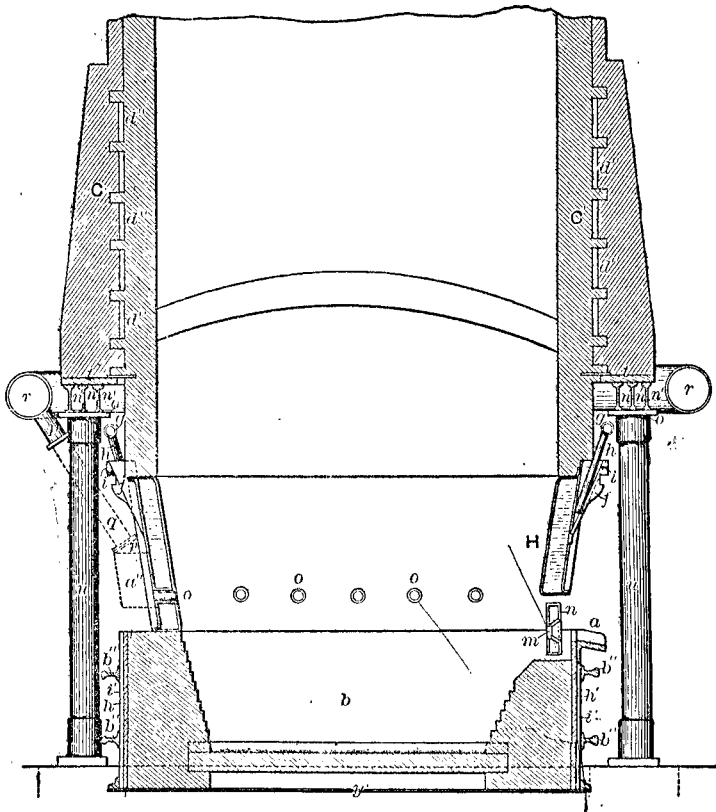


fours sont à poitrine fermée, et, lorsqu'on conserve un avant-creuset, on ne lui donne que des dimensions très faibles. Les avant-creusets permettaient de travailler, à la rigueur, dans le creuset et d'enlever les engorgements provenant des matières figées ; mais il vaut bien mieux éviter ces inconvénients par une marche suffisamment intensive à poitrine fermée, qui permet aux matières de rester toujours bien liquides.

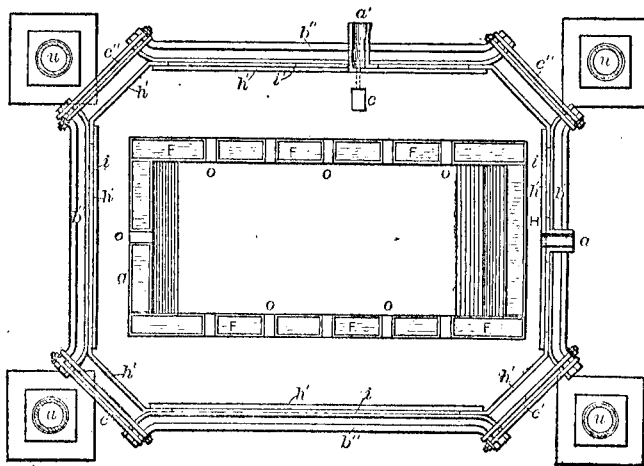
**84. Creusets fermés.** — On peut distinguer trois procédés principaux pour assurer la coulée et la séparation des scories. Le plus simple, qui est employé dans les hauts-fourneaux à fer, consiste à ménager, au-dessous des tuyères, un orifice servant de déversoir aux laitiers ; cet orifice, pour conserver sa section constante, doit être protégé par une petite tuyère à l'eau, et le laitier y coule d'une manière régulière ; la fonte est soutirée au moyen d'un trou de coulée pratiqué au fond du creuset, que l'on débouche lorsque le métal s'y est accumulé en quantité suffisante (fig. 33).

**85. Siphon.** — Ce procédé peut s'appliquer aussi aux fours à plomb ; toutefois il présente un inconvénient, c'est que le niveau de séparation entre le métal et les scories se déplace à chaque instant dans le creuset : cette circonstance favorise les mélanges et l'entraînement des grenailles de métal par les scories. On peut y remédier en remplaçant le trou de coulée inférieur par un conduit recourbé communiquant avec un petit avant-creuset et formant une sorte de siphon renversé ; le plomb s'écoule par l'avant-creuset formant déversoir ; et la colonne extérieure de métal, de hauteur constante, fait équilibre à celle de métal et de scories qui se trouve dans le creuset, et qui, comprenant une partie moins dense, s'élève un peu plus haut ; les scories s'écoulent par un orifice placé un peu au-dessous des tuyères et, dans ces conditions, le plan de séparation des deux matières reste immobile. D'autre part, il est toujours à une distance suffisante des deux orifices d'écoulement, et aucune des deux matières n'est jamais épuisée dans la zone intermédiaire ; celle-ci restant mobile et à température élevée, la liquation s'y fait complètement.

Ce système est donc le plus parfait pour les matières suffisamment fusibles, lorsque l'on n'a pas à craindre les engorgements ;



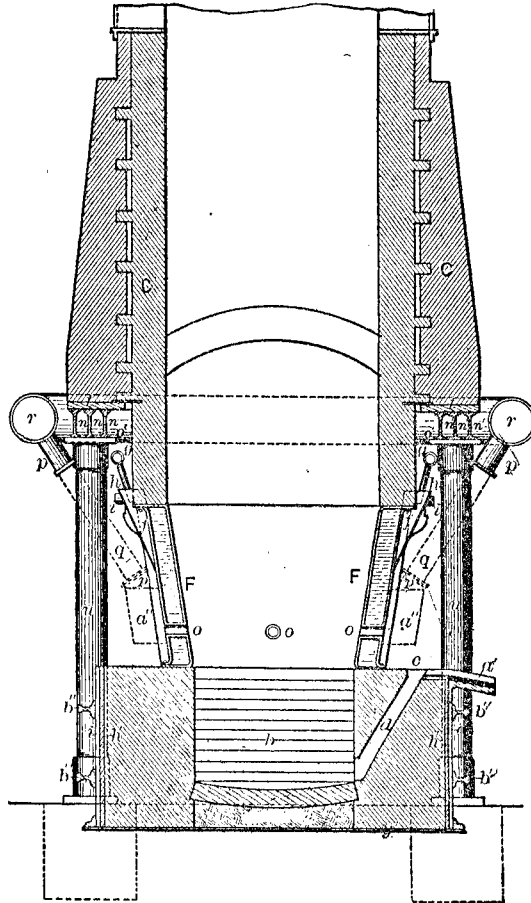
Coupe longitudinale.



Coupe horizontale.

Fig. 34. — Four rectangulaire à siphon.  
*dc, a'*, Siphons à déversoirs de plomb. — *a*, Déversoir des scories et des mattes.  
 — *m*, Orifice à parois refroidis pour la coulée des scories

s'il y a, en outre, à séparer les scories des mattes, comme cela se présente pour certains minerais de plomb, on emploie des poches de coulée à déversoir dans lesquelles les parties les plus lourdes se séparent des scories légères : on extrait ainsi à la fois



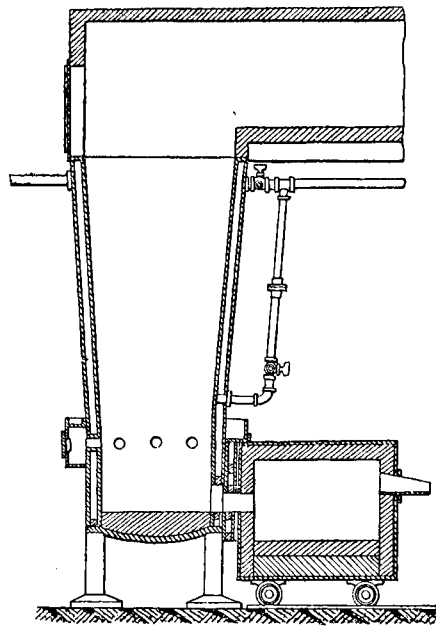
Coupe transversale.

Fig. 34. — Four rectangulaire à siphon.

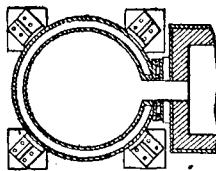
les mattes et la partie des scories qui peut contenir quelques grenailles de métal. Souvent on se contente de couler les scories dans des formes coniques dont on casse la pointe après refroidissement.

**86. Fours à creusets séparés.** — L'emploi du siphon ne conviendrait pas pour les métaux moins fusibles, notamment

pour les minerais de cuivre ferrifères, où le séjour trop prolongé des scories dans le four pourrait donner lieu à la réduction du fer et à la formation de loups infusibles. Pour ces fours, on emploie souvent un troisième procédé, consistant à supprimer, pour ainsi dire, le creuset et à laisser la séparation se faire dans un compartiment séparé. A une faible distance au-dessous des



Coupe verticale.



Coupe horizontale.

Fig. 35. — Fours Water-Jacket à creuset extérieur.

tuyères, le four se termine par un fond incliné (fig. 35) et les matières, aussitôt fondues, glissent jusqu'à un trou de coulée toujours ouvert; elles arrivent par là dans une sorte d'avant-creuset entièrement clos et couvert d'une voûte en briques réfractaires, de façon à éviter tout refroidissement. C'est dans cette chambre que s'effectuent les liquations; elle est en général

portée sur un truc de manière à pouvoir se changer rapidement. Deux trous de coulée sont percés dans les parois, et on les débouche de temps en temps de manière à prélever les scories ou les mattes toujours à une certaine distance de la zone intermédiaire ; on n'en retire qu'une partie à chaque coulée, de manière à ne pas vider l'appareil, qui reste toujours chaud.

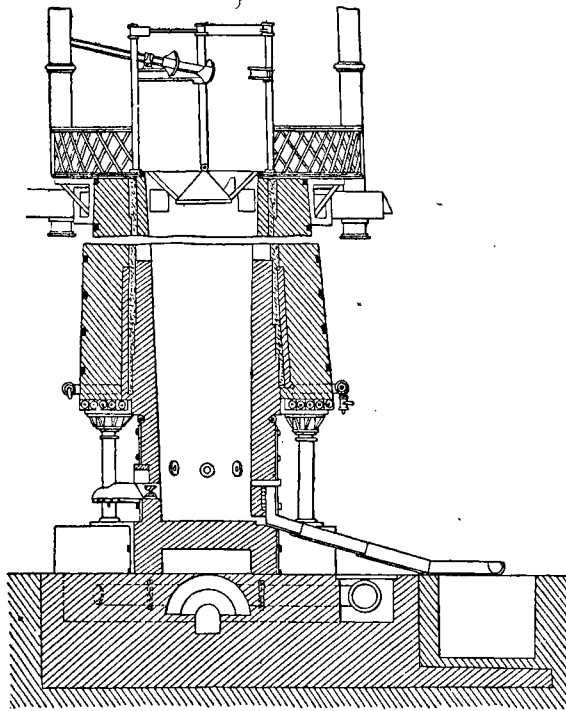


Fig. 36. — Demi-haut fourneau du Mansfeld.

Ce système fonctionne très bien, à condition que la marche soit assez intensive pour maintenir la chambre de liquation à une température suffisamment élevée. Dans une grande usine américaine, on a même remplacé ces chambres de liquation par des fours à réverbère à sole très profonde, où s'emmagasinent les matières fondues qui sont maintenues chaudes par des foyers spéciaux.

**87. Mode de construction.** — En ce qui concerne la construction générale, les cuves en maçonnerie ne doivent pas por-

ter sur les étalages, mais être établies sur supports isolés laissant le creuset bien dégagé et indépendant des étalages, dont la réparation est plus souvent nécessaire.

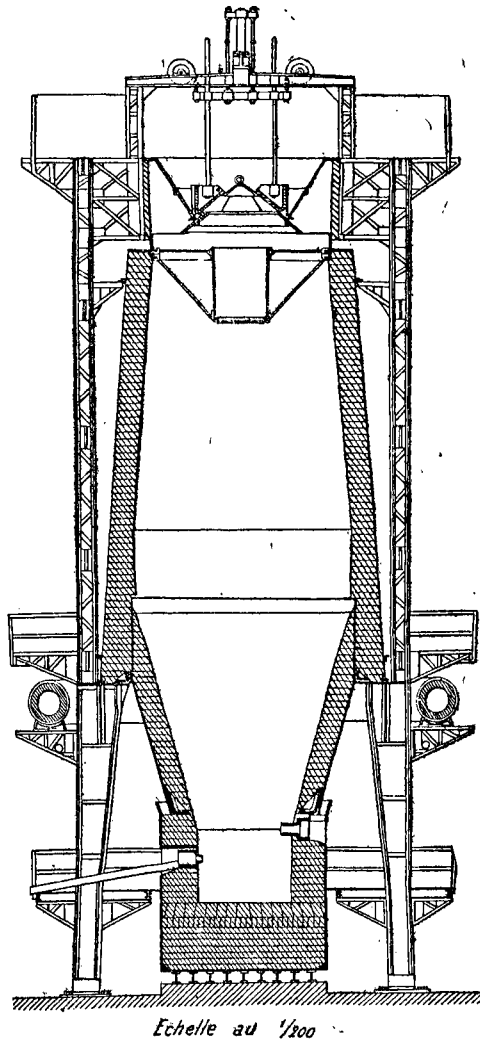


Fig. 37. — Haut-fourneau de Donawitz.

Dans les hauts-fourneaux les plus récents, la plate-forme et les appareils du gueulard portent aussi sur des échafaudages indépendants de la cuve.

Les creusets sont en général surélevés au-dessus du sol, par-

fois bâtis sur pilier. Le système des creusets enterrés dans un grand massif de maçonnerie, encore conservé pour beaucoup de hauts-fourneaux, ne paraît pas avantageux. Ils sont longs à sécher ; on les adopte par crainte de voir échapper la fonte en masse si la sole se perce : mais cet accident sera peu probable dans un fourneau bien construit et bien conduit, et les infiltrations qui peuvent se produire dans un massif presque impossible à surveiller ou à réparer sont peut-être un inconvénient aussi grave.

**88. Aménagement du gueulard.** — Dans presque tous les hauts-fourneaux, le gueulard est surmonté d'un appareil qui sert : 1° de fermeture pour assurer la captation des gaz par des conduites spéciales ; 2° d'organe pour régler la répartition des charges. Le plus simple est le *cup and cone*, trémie dont le fond est formé par un cône mobile qui peut s'abaisser pour laisser tomber la charge.

La fermeture a une grande importance dans ces fours, dont les gaz riches en oxyde de carbone sont utilisés comme combustible ; elle en a moins dans les autres cas. Cependant le système des gueulards fermés tend à se généraliser aussi pour les fours à plomb. Dans les water-jackets américains pour cuivre, on se contente de surmonter le gueulard d'une hotte équilibrée, qui se retire pour le chargement.

#### b) Fours à Réverbère.

**89. Considérations générales.** — Dans les fours à réverbère, l'atmosphère est en général plus oxydante que réductrice, aussi ne conviennent-ils qu'à certaines opérations, comme la fonte pour matte ou le rôtissage des sulfures : cette dernière comporte des réactions oxydantes, elle a besoin, de plus, d'être surveillée et ne peut se faire qu'au four à réverbère. La fonte pour matte peut se faire et se fait souvent au four à cuve, ce qui est en général plus économique ; toutefois, le four à réverbère pourra être préféré pour plusieurs motifs par suite de son action oxydante : il élimine plus de soufre et donne une matte plus riche et souvent plus pure, l'arsenic et l'antimoine ne se réduisant pas comme dans les fours à cuve.

D'autre part, il est plus facile d'y traiter les minerais menus,

et, si l'on consomme un peu plus de combustible, on peut employer des combustibles moins chers, le four pouvant être chauffé avec des charbons de toute nature et n'exigeant pas l'emploi du coke.

Ce système pourra donc être préféré dans certains cas et surtout pour les minerais de cuivre relativement fusibles et riches.

**90. Fours anciens.** — Les fours à réverbère ont été récemment l'objet d'une évolution analogue à celle qu'avaient subie

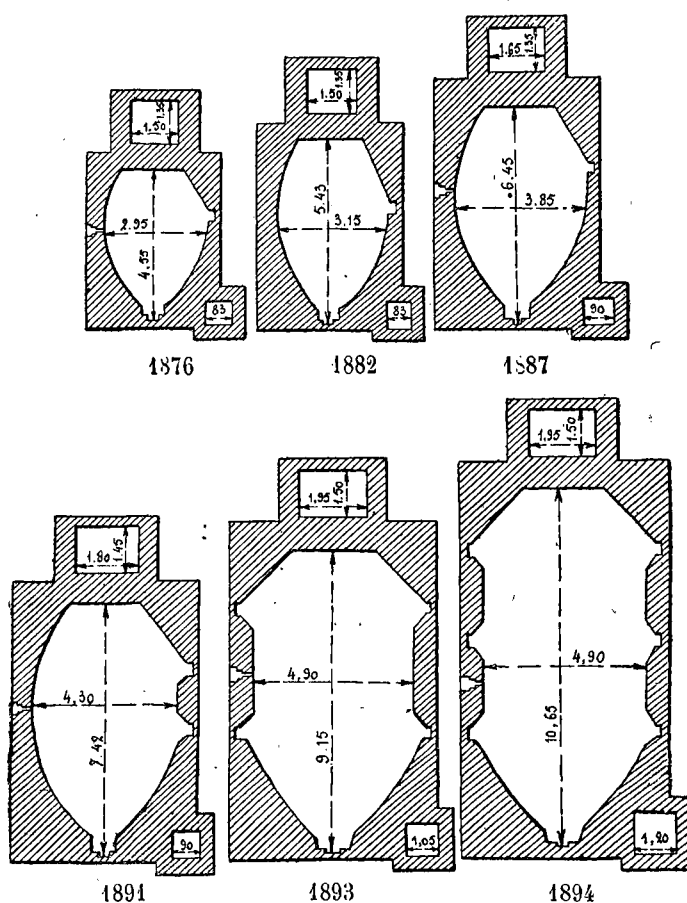


Fig. 38. — Evolution des fours à réverbère modernes.

plus anciennement les fours à cuve. Autrefois, on employait des fours à réverbère de dimension réduite, afin de faciliter le



travail à la main ; les dimensions du laboratoire ne dépassaient guère 3 m. sur 5 ou 6 m.

Les dimensions du foyer étaient relativement assez considérables, afin d'assurer une température suffisante.

Dans ces fours, on brassait souvent les matières avec les portes ouvertes, le chargement et la coulée étaient longs, d'où résultaient des causes de refroidissement considérables et un mauvais rendement calorifique. On avait bien reconnu que l'agrandissement des fours donnait à ce point de vue une amélioration notable, mais on n'était pas allé très loin dans cette voie par suite des difficultés de travail.

**91. Grands fours modernes.** — Dans les usines du Colorado, on a, dans une série d'étapes successives, dépassé beaucoup les limites autrefois admises, et l'on a reconnu que l'on pouvait obtenir de très bons résultats avec des fours de dimensions qui auraient paru inacceptables autrefois, à condition de diminuer les causes de refroidissement par une marche intensive.

Nous donnons ci-dessous, d'après M. Peters, le tableau des conditions de construction et de marche des fours successivement construits pour la fusion des mattes à l'usine d'Argo.

Tableau montrant le développement des fours à réverbère de 1878 à 1894

Années	Dimensions des sections			Rapports		
	rampant	foyer	sole	rampant	foyer	sole
1878.....	0.84	1.37 × 1.53	2.95 × 4.57	1	2.98	13.9
1882.....	0.84	1.37 × 1.53	3.15 × 5.45	1	2.98	18.4
1887.....	0.92	1.37 × 1.68	3.86 × 6.45	1	2.75	22
1891.....	0.92	1.45 × 1.83	4.32 × 7.41	1	3.17	29.5
1893.....	1.07	1.53 × 1.99	4.88 × 9.14	1	2.65	32.8
1894.....	1.12	1.53 × 1.99	4.88 × 10.67	1	2.03	30

Années	Rapports des sections		Tonnes traitées par 24 heures		Charbon pour 100 de minerais	
	foyer	sole	Minerai froid	Minerai chaud	Minerai froid	Minerai chaud
1878.....	1	4.67	12	»	42	»
1882.....	1	6.18	17	»	41	»
1887.....	1	8	24	»	37.5	»
1891.....	1	9.3	28	»	36	»
1893.....	1	12.37	35	43	37	30
1894.....	1	14.8	»	50	»	27

Ces fours sont chargés au moyen de trémies pratiquées dans la voûte, et la coulée se fait très rapidement en s'aidant au besoin d'un procédé mécanique ; de plus, on ne les laisse jamais complètement vides : la coulée se fait, en effet, par un orifice pratiqué dans les parois, à une certaine hauteur au-dessus du fond de la sole, de manière qu'il reste une certaine hauteur de matières fondues formant réservoir de chaleur et protégeant la sole contre le choc des matières devant être chargées pour l'opération suivante. Autrefois on faisait des réparations à la sole entre chaque opération ; lorsque la sole reste protégée, elle s'use beaucoup moins vite, et les réparations peuvent être beaucoup moins fréquentes, les portes de travail restant presque toujours fermées. On fait le brassage par de petits orifices pratiqués dans ces portes : la haute température qui se maintient à l'intérieur du four assure la fluidité des matières, lesquelles se mélangent alors plus facilement, ce qui permet de réduire beaucoup le travail de brassage.

On a pu augmenter beaucoup la surface du laboratoire sans augmenter en proportion les dimensions du foyer ; au contraire, on a adopté, pour les rampants et les cheminées, des sections relativement larges, de façon à assurer un tirage énergique, que l'on modère au besoin par un registre. Enfin, on alimente souvent le foyer par de l'air chaud qui a circulé dans des conduites, sous la sole du four, ou dans des poteries creuses, autour de la base de la cheminée.

L'effet de l'air chaud ne paraît pas être très important ; ce qui

explique surtout l'efficacité de ce genre de four, c'est la façon dont il se conduit, évitant toute cause de refroidissement et assurant une marche presque continue : il en résulte que la fusion

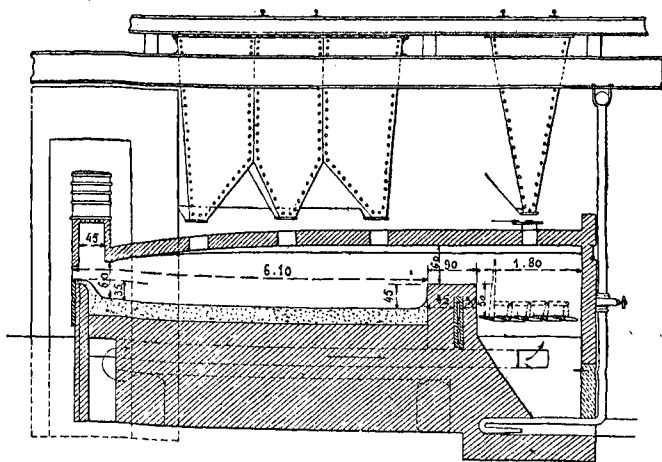


Fig. 39. — Four à réverbère à trémie d'Anaconda.

est plus rapide, et que la grande quantité de matières circulant dans le four contribue à assurer le maintien d'une haute température.

On pourrait appliquer à ces fours le système de construction à laboratoire oscillant qui a été, comme nous le verrons, employé avec succès pour les fours Martin et qui facilite la coulée.

**92. Consommation de combustible.** — La dépense de combustible, au réverbère, est double, à peu près, de ce qu'elle serait au four à cuve, pour une opération analogue, si on compare deux fours ayant atteint le même degré de perfectionnement. Le désavantage serait bien plus accentué si on comparait les fours à cuves modernes aux petits réverbères encore employés dans beaucoup d'usines.

Ainsi, dans la fonte pour mattes, on consomme environ 15 0/0 de coke au four à cuve et près de 30 0/0 dans les grands réverbères ; quant à ceux de dimensions ordinaires, ils brûlent 40 à 50 0/0. Cette différence de 15 à 30 0/0 peut être souvent balancée par la différence des prix du coke nécessaire au four à cuve et des houilles brûlées au réverbère.

Quant à la main-d'œuvre, la différence était autrefois du même ordre : elle tend à disparaître avec les grands réverbères, et on se rapproche de 15 à 20 journées pour le service des deux genres de fours, par 100 tonnes de minerais traités (non compris l'approchage des matières).

c) *Fours à creusets*

**93. Conditions d'emploi.** — La fusion au creuset est beaucoup plus coûteuse que celle au four à cuve ou au réverbère et elle n'est employée qu'exceptionnellement pour le traitement des minerais qui contiennent un métal volatil, comme l'antimoine, ou un métal de grande valeur, comme l'or. Dans ces conditions, on n'a pas à produire des températures très élevées, et les creusets peuvent être chauffés dans des fours à banquettes. On peut admettre que la dépense de combustible est, en général, au moins double de celle qu'elle serait dans un four à réverbère ordinaire.

On pourrait, sans doute, appliquer à ces opérations le four Piat, qui diminuerait sensiblement les frais de main-d'œuvre et l'usure des creusets, laquelle est une cause de dépenses importantes.

Le four Piat actuellement employé à la fusion des métaux est en général chauffé au coke (1) ; il serait facile de le modifier de manière à le chauffer au gaz, si l'on voulait utiliser d'autres combustibles.

Les creusets chauffés au coke étaient employés autrefois dans les laboratoires de chimie pour la réduction des métaux très réfractaires, tels que le manganèse, le chrome, le tungstène etc. ; c'était un procédé très coûteux, mais le seul connu pour réaliser des températures supérieures à 1.500°. Dans ces fours, le creuset, complètement entouré par le coke incandescent, se trouvait soustrait à toute cause de refroidissement et, avec un tirage suffisamment énergique, on arrivait à le porter à une température voisine de celle qui est produite théoriquement par la combustion du coke.

Lors des premières tentatives faites pour introduire l'emploi de ces métaux réfractaires dans la fabrication de l'acier, on a

(1) Voir chap. IV.

commencé par les préparer au creuset ; cette méthode n'a plus de raison d'être au point de vue industriel, toutes les fois qu'il faut atteindre des températures extrêmes : il devient plus commode et moins dispendieux d'employer le four électrique.

**94. Consommation de combustible.** — La dépense de combustible pour le chauffage en creusets est au moins le double ou le triple de ce qu'elle serait pour le chauffage direct sur sole : le rapport augmente avec la température à développer. Ainsi pour la réduction des minerais d'antimoine, on brûle 70 à 80 0/0 de charbon avec des creusets, et 25 à 30 0/0 seulement au four à réverbère ; pour la fusion de l'acier, on brûle 300 0/0 au four à vent, 150 0/0 dans les creusets chauffés au four Siemens, et 30 à 50 0/0 dans la fusion directe au four Siemens. — La dépense de main-d'œuvre s'élève dans des proportions analogues, et l'usure des creusets vient encore ajouter un surcroît important au prix de revient.

### § 3. — RÉDUCTION

**95. Classement des métaux.** — Les métaux peuvent se diviser, au point de vue métallurgique, en cinq classes, suivant la manière dont leur oxyde se comporte vis-à-vis du carbone. Cette classification est indiquée par la liste suivante, où les métaux sont rangés dans l'ordre de leur affinité décroissante pour l'oxygène, par conséquent aussi dans l'ordre de la résistance que leur oxyde oppose à la réduction. La séparation entre les différentes classes n'est pas rigoureusement marquée, et certains métaux, participent à la fois des propriétés de deux classes voisines.

1. Potassium. Sodium. Aluminium.
2. Titane. Molybdène. Chrome. Manganèse.
3. Fer. Cobalt. Nickel. Zinc.
4. Etain. Cuivre. Plomb. Antimoine.
5. Argent. Mercure. Or. Platine.

**96. Métaux irréductibles.** — La première classe comprend des métaux généralement légers, fusibles à des températures modérées, et les premiers sont même facilement volatils.

Ces métaux sont très oxydables ; ils décomposent facilement l'eau (sauf l'aluminium). On peut les considérer comme pratiquement irréductibles par le charbon, bien qu'il y ait pour les métaux alcalins une anomalie sur laquelle nous reviendrons.

Actuellement, on les prépare, surtout, au four électrique ; on peut aussi préparer la plupart d'entre eux en décomposant leur combinaison par le sodium métallique, et c'était le procédé pratiquement employé avant les derniers progrès qui ont rendu l'électricité d'un emploi courant dans l'industrie.

**97. Métaux réfractaires.** — La seconde classe comprend aussi des métaux très difficiles à réduire par le charbon ; cependant leur affinité pour l'oxygène est moins grande que celle des précédents, et ils peuvent être déplacés de leurs oxydes par l'aluminium, à l'inverse de la première classe.

Ces métaux, ainsi que leur combinaison, sont très peu fusibles, et c'est surtout cette propriété qui rend leur réduction difficile. On peut les désigner sous le nom de métaux réfractaires. — Sainte-Claire Deville est arrivé à les préparer au four à vent, dans de petits creusets, mais il n'a obtenu de cette manière que de petits échantillons très impurs.

Ces métaux ont presque tous une grande tendance à se combiner avec le carbone, et, par suite de l'excès de charbon nécessaire à la réduction, on les obtient sous forme de fonte très difficile à affiner, le métal pur étant presque infusible.

Leur fabrication est devenue pratique par l'emploi du four électrique, qui donne des températures assez élevées pour les fondre.

On peut aussi les préparer en décomposant leurs oxydes par l'aluminium, et c'est peut-être le procédé le plus simple pour les obtenir purs.

Ces métaux se rencontrent dans la nature à l'état d'oxydes ; ils sont relativement rares et ne jouent dans l'industrie qu'un rôle accessoire. Quelques-uns sont employés comme réactifs dans la fabrication de l'acier, avec lequel ils forment des alliages intéressants ; on les extrait souvent sous forme de fonte complexe, où ils sont alliés au carbone et au fer ; sous cette forme, on peut réaliser la réduction partielle de leurs oxydes dans les fours ordinaires.

Les classes suivantes comprennent tous les métaux usuels qui sont à la fois assez répandus dans la nature et pratiquement réductibles par le charbon.

**98. Métaux moyennement réductibles.** — La troisième classe se compose de métaux qui se réduisent, en pratique, à des températures assez élevées, et dont la réduction complète exige la présence d'un excès de charbon. Ces métaux décomposent la vapeur d'eau et l'acide carbonique au rouge, et leur réduction par l'hydrogène ou par l'oxyde de carbone, quoique réalisable au laboratoire, ne réussit pas sur une grande échelle.

**99. Métaux facilement réductibles.** — La quatrième classe comprend les métaux facilement réductibles ne décomposant pas la vapeur d'eau ni l'acide carbonique, et dont les oxydes peuvent être réduits sans difficulté par l'hydrogène et l'oxyde de carbone. En pratique, c'est toujours par le charbon qu'on les réduit, et cette opération peut se réaliser à des températures modérées et sans excès de charbon.

Ces métaux se rencontrent dans la nature surtout à l'état de sulfure, sauf l'étain qui y est à l'état d'oxyde ; ils sont tous assez fusibles

**100. Métaux inoxydables.** — La cinquième classe, enfin, comprend les métaux dont les oxydes se décomposent par la chaleur seule ; ils se rencontrent souvent à l'état *natif*, parfois à l'état de sulfures. Bien que leurs gisements soient nombreux, ils sont relativement rares et coûteux, parce que leurs minerais n'en contiennent que des proportions très faibles. Leur extraction métallurgique se trouve, par suite, soumise à des difficultés tout à fait spéciales.

**101. Réduction par le carbone.** — La réduction par le carbone peut se faire de deux manières, suivant les deux formules suivantes :



Nous avons doublé la première formule afin d'y faire figurer le même poids de minerai que dans la seconde : on voit immé-

diatement que le poids de carbone à employer est deux fois plus grand pour le premier mode de réduction que pour le second. Celui-ci est donc plus économique, mais il ne s'applique pas aux métaux réfractaires ; pour les métaux réductibles, les deux réactions pourront se produire, suivant la manière dont l'opération sera conduite, et il y aura intérêt à provoquer surtout la seconde, c'est-à-dire à opérer à basse température. Mais ce n'est possible que pour les métaux facilement réductibles.

**102. Réduction par les gaz.** — La réduction par l'oxyde de carbone, exclusivement, n'est jusqu'à présent réalisée dans aucun appareil industriel ; mais ce gaz contribue certainement, dans certaines parties des fours, à la décomposition des oxydes, quoiqu'il ne puisse suffire à la pousser jusqu'au bout. Il y a donc lieu de distinguer une troisième réaction, représentée par la formule :



Ce troisième mode interviendra généralement, en même temps que le second, dans la fabrication des métaux réductibles.

**103. Production de chaleur.** — La réduction est toujours accompagnée de plusieurs phénomènes calorifiques, donnant lieu, soit à des dégagements de chaleur, soit à des absorptions. Le carbone ou le gaz réducteur dégagent par leur oxydation une certaine quantité de chaleur ; cette quantité est variable, et nos formules vont nous permettre de la calculer. Supposons qu'il y ait toujours un kilogramme d'oxygène enlevé au minerai : dans le premier cas, le poids de carbone transformé en oxyde sera de  $\frac{12}{16}$ , ou  $\frac{3}{4}$ , et la chaleur produite sera  $\frac{3}{4} \times 2.473 = 1.855$ . Dans le second cas, il y aura  $\frac{6}{16}$  ou  $\frac{3}{8}$  de carbone transformé en acide carbonique, et la chaleur dégagée sera  $\frac{3}{8} \times 8.080 = 3.030$ . Enfin, dans le troisième, il y aura  $\frac{14}{8}$  ou  $\frac{7}{4}$  d'oxyde de carbone brûlé, et la chaleur sera :  $\frac{7}{4} \times 2.403 = 4.205$ .

On peut résumer ces résultats en disant que la chaleur dégagée augmente avec la proportion d'acide carbonique produite.



La chaleur réellement dégagée dans un four se calculera si on connaît la dépense de combustible et l'analyse des gaz (1).

**104. Absorption de chaleur.** — Quant aux causes d'absorption de chaleur, elles sont au nombre de trois : 1<sup>o</sup> la décomposition du minerai ; 2<sup>o</sup> les phénomènes accessoires, notamment la fusion des matières ; 3<sup>o</sup> les pertes de toute espèce. Les deux premières causes produisent un effet constant, quel que soit le mode de réduction ; on peut les calculer approximativement, bien que les coefficients nécessaires ne soient pas tous très exactement connus ; quant à la troisième cause, elle est variable suivant les appareils et la manière d'opérer.

On peut en mesurer une partie, la chaleur sensible emportée par les gaz : le reste peut s'apprécier par différence. En pratique, la chaleur totale nécessaire est toujours supérieure à celle que dégagerait naturellement la réduction : pour fournir l'excédent et maintenir la température, il faut brûler un supplément de combustible.

La consommation est donc toujours très supérieure à celle qu'indiqueraient les formules, et pour produire la chaleur nécessaire avec le minimum de charbon possible, il faudra chercher à le brûler plus complètement, c'est-à-dire à produire plus d'acide carbonique. Il y aura donc avantage à favoriser le troisième mode de réduction.

**105. Composition du lit de fusion.** — Il importe d'étudier avec soin le lit de fusion, c'est-à-dire les proportions relatives de minerais et de fondants à introduire dans le four. La première condition à remplir est de former des scories assez fluides pour qu'elles se séparent nettement du métal ; nous avons déjà parlé des causes qui influent sur cette propriété des scories. On doit aussi se préoccuper des actions chimiques qu'elles peuvent exercer ; il ne faut pas qu'elles retiennent trop énergiquement le métal à réduire : pour cela elles ne doivent pas être trop acides. Il faut enfin qu'elles retiennent autant que possible les différents corps capables de nuire à la qualité du métal ; les règles à suivre pour atteindre ce but seront variables suivant les cas.

Le lit de fusion comprend, en général, des minerais et des

(1) Cette méthode est exposée dans le volume précédemment paru *Procédés de chauffage*, pages 295 et suivantes.

fondants de provenances diverses; on y introduit souvent de vieilles matières, telles que les scories non épuisées. En le déterminant, on ne peut s'attacher exclusivement à réaliser des conditions théoriques: il faut tenir compte des conditions économiques, qui varient avec les lieux et les temps. Il faut utiliser les matières de peu de valeur et réduire la consommation des matières chères; d'un autre côté, il ne faut pas trop augmenter la proportion des fondants ou des matières pauvres, car moins le lit de fusion sera riche, plus il y aura de scories à fondre et par suite de combustible à brûler pour produire un poids donné de métal.

Dans le calcul du lit de fusion, il faudra tenir compte de la facilité plus ou moins grande que les matières auront à se combiner. Si les minerais sont déjà par eux-mêmes fusibles, la scorification se fera plus vite; si, au contraire, les minerais sont réfractaires, et s'il s'agit de combiner des matières qui, prises isolément, seraient infusibles, les réactions se produisent plus lentement et cet effet est d'autant plus prononcé que l'état de division est moins fin: on devra alors forcer le dosage pour obtenir une scorie théorique plus fusible.

A ce point de vue, l'agglomération des minerais avec les fondants peut devenir avantageuse, et permettre une économie de fondants et de combustible.

Nous ne pouvons qu'indiquer ici toutes ces considérations si multiples: la détermination du meilleur lit de fusion constitue un des problèmes les plus complexes et les plus importants.

**106. Réduction au four à cuvé.** — La réduction se faisait, jadis, au contact du charbon dans des bas foyers: cet appareil, qui fut en quelque sorte l'embryon du four à cuve (réduit à sa partie inférieure), n'a plus guère de raison d'être et on emploie presque toujours le four à cuve.

Pour étudier la marche de cet appareil, on peut considérer deux courants qui cheminent en sens inverse, en échangeant leur chaleur et exerçant l'un sur l'autre des réactions chimiques.

**107. Phases successives de la transformation des minerais.** — Le courant descendant se compose des matières solides, combustible et lit de fusion, qu'on charge au gueulard par couches alternatives. Ces matières descendent par leur poids à

mesure que le creuset se vide; elles s'échauffent aux dépens du courant gazeux ascendant, et en même temps elles réagissent soit sur les gaz, soit entre elles de façon à former des combinaisons variées. D'après la nature de ces réactions, on peut diviser le four en quatre zones, qui sont, de haut en bas:

1° La zone de calcination (partie supérieure de la cuve);

2° La zone de réduction (bas de la cuve, ventre);

3° La zone de fusion (étalages);

4° La zone de combustion (ouvrage et creuset).

1° Dans la première zone, le lit de fusion commence à s'échauffer, et perd des matières volatiles, eau, acide carbonique, contenues dans le minerais ou les fondants, hydrocarbures contenus dans le combustible, etc. Certains carbonates, comme celui de chaux, ne se décomposent qu'au rouge vif, c'est-à-dire dans la zone suivante.

2° La deuxième zone commence là où la température du courant solide atteint celle où la réduction peut se faire, c'est-à-dire, en général, le rouge faible. Les oxydes sont alors décomposés, soit par l'oxyde de carbone, qui est en forte proportion dans le courant gazeux et qui se transforme en acide carbonique, soit directement par le carbone du combustible, qui se transforme partie en acide carbonique partie en oxyde de carbone. La proportion de ce dernier gaz, dans les produits de la combustion, est d'autant plus forte que la température est plus élevée. Il vient un moment où le combustible, intimement mêlé au lit de fusion, est porté au rouge franc: dès lors il ne peut plus se former que de l'oxyde de carbone, car l'acide carbonique serait immédiatement décomposé par le charbon rouge.

3° La réduction s'achève dans la zone de fusion, mais dans des conditions différentes, exclusivement par le carbone du combustible, lequel passe à l'état d'oxyde de carbone. Le métal réduit entre en fusion; la silice des gangues et des cendres se combine avec les fondants pour former les scories ou les laitiers, qui se ramollissent ou même se fondent complètement, suivant qu'ils sont plus ou moins réfractaires. Certains métaux, comme le fer, le nickel, le cobalt, le manganèse, ont une grande affinité pour le carbone et se combinent avec lui au rouge. Aussi on ne peut les fondre sans les carburer, et on ne les obtient au four à cuve que sous forme de *fonte*, c'est-à-dire de carbure fusible.

4. Enfin, dans la quatrième zone, les matières, déjà chauffées

au rouge vif, arrivent devant les tuyères. Tout le carbone qui n'a pas été oxydé aux dépens du minerai dans les régions supérieures, c'est-à-dire, en général, la majeure partie du combustible, brûle en se changeant en oxyde de carbone. Quant au métal, il traverse cette zone rapidement, sous forme de gouttelettes fondues; il s'y surchauffe et peut se volatiliser en partie: il se produit alors des vapeurs qui se mêlent au courant gazeux et vont se réoxyder au gueulard. Cet effet se produit surtout sur le zinc, l'arsenic et l'antimoine, qui accompagnent souvent les métaux qu'on extrait au four à cuve; le plomb, le cuivre, l'argent, quoique non volatils, n'y échappent pas entièrement. Les scories, plus réfractaires que les métaux, arrivent en général, dans l'ouvrage, encore pâteuses: leur fusion s'y achève et, pour qu'elle soit complète, il faut que toute la section de l'ouvrage soit portée à une température assez élevée.

Une fois dans le creuset, les scories forment une couche liquide au-dessus du bain de métal fondu, et le protègent contre la volatilisation: il ne se produit plus que quelques réactions entre ces deux couches. Les métaux les plus oxydables tendent à passer dans la scorie et à s'y substituer à ceux qui ont moins d'affinité pour l'oxygène; ces derniers se trouvent ainsi réduits, et se mélangent au bain métallique: ce phénomène prend le nom de précipitation. En outre, il peut se produire des liquations, c'est-à-dire que les métaux les plus lourds tendent à gagner le fond du creuset. A des intervalles plus ou moins éloignés, lorsque le creuset est rempli, on fait écouler le métal par un trou placé au fond. La scorie s'écoule d'une manière continue ou intermittente par un orifice situé plus haut.

**108. Transformations du courant gazeux.** — Le courant gazeux, qui prend naissance en face des tuyères, contient, comme on le sait déjà, de l'azote et de l'oxyde de carbone. Il s'élève en se refroidissant. Arrivé dans la zone de réduction, il se charge peu à peu d'acide carbonique provenant, soit du combustible qui réagit directement sur le minerai dans cette zone, soit de l'oxyde de carbone qui contribue plus ou moins à la réduction. A mesure que la proportion d'oxyde de carbone diminue, les gaz perdent de leur énergie réductrice. Enfin, dans la zone de calcination, leur action chimique est nulle: ils ne font plus que se charger des différentes matières volatiles

inertes enlevées au lit de fusion. Ils entraînent aussi des poussières.

Les gaz contiennent souvent des vapeurs métalliques formées devant les tuyères; ces vapeurs peuvent se réoxyder près du gueulard, à mesure que l'atmosphère devient plus riche en acide carbonique: les oxydes formés sont entraînés en partie, mais une portion se dépose au gueulard. On nomme ces dépôts *cadmies*; ils contiennent surtout de l'oxyde de zinc.

**109. Conditions d'une bonne marche.** — D'après ce que nous avons dit plus haut, il y a avantage à ce que la réduction se fasse autant que possible par l'oxyde de carbone, ou tout au moins avec production d'acide carbonique. Pour cela, il faut qu'elle s'achève à basse température avant que les charges n'aient atteint la zone de fusion. En outre, quand les oxydes arrivent à cette zone sans être réduits, ils peuvent se combiner à la silice des gangues et donner des silicates irréductibles, qui sont une cause de perte de métal.

Il faut donc, pour avoir une bonne marche, que les charges descendent assez lentement et que les gaz aient le temps d'agir sur le minerai dans la cuve. On retrouve à ce point de vue la règle générale déjà formulée. La marche du four ne doit pas être trop rapide, et par conséquent son volume doit être dans un certain rapport avec sa production: ce rapport devra être d'autant plus grand que les matières à traiter seront moins réductibles et moins fusibles. Par mètre cube et par 24 heures, on peut passer 500 à 1.000 kgs de lit de fusion dans les hauts-fourneaux à fer, et 3 à 5 tonnes, parfois plus, dans les fours de réduction des minerais de plomb.

La hauteur varie dans le même sens; elle dépend aussi de la dureté des matières. Elle est en général de 15 à 20 mètres pour les hauts-fourneaux à fer marchant au coke, de 10 à 15 pour ceux qui marchent au bois, de 4 à 6 pour les fours à cuivre, de 3 à 5, et parfois même moindre, pour les fours à plomb.

La cuve est en général régulièrement évasée de bas en haut pour les fours de dimensions modérées où on traite des minerais fusibles. Dans les hauts-fourneaux, elle est toujours renflée au milieu, parce que la nature du minerai exige à la fois un grand volume et un diamètre réduit aux tuyères.

La largeur de l'ouvrage doit être en rapport avec la pression,

et d'autant plus faible que le minerai est moins fusible. Elle est en général de 1 mètre à 1 m. 30 pour les fours à plomb, où la pression est faible (4 à 10 centimètres de mercure); pour les hauts-fourneaux à fer, elle est de 2 mètres à 2 m. 50, parfois de plus de 3 mètres, mais la pression est relativement beaucoup plus forte (20 à 60 centimètres de mercure). On remarquera que la pression est aussi en rapport direct avec la hauteur : la résistance opposée au passage du vent croît, en effet, avec la hauteur, et aussi avec la friabilité et la finesse des minerais. Suivant la nature des minerais et des combustibles, la pression nécessaire pourra varier de  $1/2$  à 1 centimètre par mètre de hauteur du four. L'augmentation de volume et surtout de hauteur favorise l'action réductrice, et il faut la limiter dans les fours où on ne veut pas réduire le fer.

**110. Emploi de l'air chaud.** — L'air chaud permet d'activer la marche des fours et de réduire la dépense de combustible ; l'économie est d'autant plus sensible que la consommation absolue de charbon est plus forte : ce procédé est donc surtout utile pour le traitement des minerais réfractaires. Dans les fours à plomb ou à cuivre, la consommation est déjà très faible, et l'économie due à l'air chaud sera médiocre et ne compensera pas toujours les dépenses et les inconvénients que ce chauffage entraîne. Remarquons en outre que, dans ces fours, les gaz sont pauvres en oxyde de carbone parce qu'on brûle peu de charbon : ils sont donc peu combustibles et se prêtent mal au chauffage.

L'air chaud augmente la température locale et l'énergie réductrice du four ; il favorise le passage dans le métal des métalloïdes et des métaux plus réfractaires : il nuit donc à la pureté des produits.

Pour tous ces motifs, le chauffage de l'air à haute température ne s'applique guère qu'aux hauts-fourneaux à fer. Ceux à plomb ou à cuivre marchent presque toujours à l'air froid, ou très modérément chauffé.

L'air chaud est, au contraire, indispensable pour bien réduire les métaux réfractaires, comme le manganèse, le chrome, etc. Il facilite beaucoup la marche des fours, il rend l'allure plus régulière et permet de combattre rapidement les causes de refroidissement.

**111. Lit de fusion.** — Le lit de fusion doit être calculé pour donner des scories bien fusibles et de nature à ne pas retenir le métal qu'on veut extraire ; cette question a plus d'importance au four à cuve que dans les autres appareils. Le poids relatif des scories y est plus grand, parce qu'il faut fondre les cendres du combustible ; lorsqu'elles retiennent une certaine proportion de métal, le déchet est donc plus sensible. En outre, il faut que les scories soient assez fusibles pour s'écouler régulièrement, et qu'elles ne soient pas trop corrosives ; leur composition est donc forcément comprise entre des limites plus étroites qu'au réverbère, où on peut enlever des scories pâteuses ou même solides. Toute variation peut amener, soit une marche onéreuse par augmentation du déchet ou de la dépense de combustible, soit des engorgements et des corrosions, qui forcent parfois à arrêter le four.

**112. Chargement.** — Il ne suffit pas d'avoir un lit de fusion bien composé pour que la marche soit satisfaisante : il faut encore que les différentes matières arrivent au creuset en proportions constantes. Toute irrégularité dans la descente des charges peut provoquer des dérangements ou des accidents, parce que le mélange qui arrive au creuset n'a pas la composition normale du lit de fusion. Ces irrégularités peuvent être dues à des vices dans la forme du four ou dans le mode de chargement. Il importe d'éviter dans le profil les angles trop prononcés, les inflexions brusques, les pentes trop faibles, etc. ; le mode de chargement doit être étudié avec soin pour chaque nature de minerai et de combustible, afin d'assurer une bonne répartition des charges et du courant gazeux.

Cette dernière question offre d'autant plus de difficultés que le minerai est plus menu et que les fours sont plus grands. Nous l'examinerons en détail pour les hauts-fourneaux ; nous nous contenterons de dire ici qu'en général il y a intérêt à charger le minerai sur les bords et le combustible vers le centre, car ce dernier est presque toujours moins pulvérulent, et laisse plus de passage aux gaz : or il faut combattre la tendance des gaz à suivre les parois et en attirer une partie au centre de la cuve. On obtient ce résultat automatiquement en jetant la charge sur un cône qui la projette près des bords : le gros et le coke roulent sur le talus et se rassemblent au centre. Les vices de chargement

se manifesteront, non seulement par une marche irrégulière, mais par des différences de température et de composition notables entre les filets gazeux recueillis dans les diverses régions du gueulard. Les gaz qui seront montés trop vite et n'auront pas agi suffisamment sur le minerai seront plus chauds et plus riches en oxyde de carbone que les autres.

**113. Conduite du four.** — La conduite d'un four de réduction exige une attention continue et une grande expérience ; il faut observer constamment les produits.

La marche est sujette à s'altérer par bien des causes auxquelles il faut remédier à temps ; ces dérangements sont d'autant plus rapides que le four est plus petit.

L'aspect de la scorie suffit souvent pour avertir si sa composition se modifie ; l'analyse complète achèvera de renseigner à ce sujet, mais, en cas de dérangements graves, on n'aurait pas le temps d'en attendre les résultats. C'est généralement en corrigeant le lit de fusion qu'on remédiera aux changements d'allure qui coïncident avec des changements de composition de la scorie.

L'inspection de l'ouvrage et de l'allure des matières, au moment de la coulée, avertira des changements de température. On y remédiera en modifiant la proportion de combustible, parfois aussi la rapidité de marche, que l'on peut régler en activant plus ou moins la soufflerie ; l'air chaud fournira un moyen rapide d'agir en pareil cas.

Lorsque la marche est irrégulière et que la nature des produits est variable, cela tient en général à une mauvaise descente des charges, c'est-à-dire à un vice dans la forme du four ou dans le chargement. On pourra améliorer le chargement, et, en attendant, choisir des minerais dont la grosseur et l'état physique rendent la marche plus facile.

**114. Causes de déchet.** — Les déchets au four à cuve proviennent de trois causes principales : 1<sup>o</sup> une réduction incomplète, qui laisse du métal dans les scories ; 2<sup>o</sup> la présence de grenailles empâtées dans les scories ; 3<sup>o</sup> la volatilisation.

C'est surtout en cherchant à obtenir des scories de composition convenable et bien fluides qu'on diminuera ces inconvénients. On a parfois cherché à maintenir le creuset à basse température



pour éviter la volatilisation, mais on augmente alors l'entraînement mécanique dans les scories : d'ailleurs, la volatilisation a lieu surtout dans la région des tuyères, et, pour y diminuer la température, il n'y a d'autre moyen que de modifier la composition des scories et de les rendre plus fusibles. Quand il y a réduction incomplète, cela peut provenir d'une allure trop froide : on y remédiera en augmentant la proportion de combustible, ou la température de l'air. L'analyse chimique des scories permettra, en général, de découvrir les véritables causes du déchet.

**115. Contrôle de la marche.** — L'examen des gaz dégagés au gueulard sera particulièrement utile pour contrôler la marche d'un four de réduction : une bonne marche sera caractérisée par la basse température des gaz et leur richesse en acide carbonique.

La quantité d'acide carbonique produite atteint son maximum lorsque la réduction a lieu par l'oxyde de carbone, et ce maximum représente un équivalent par équivalent d'oxygène enlevé au métal : ainsi la proportion de carbone transformée en acide carbonique sera au plus égale aux  $\frac{3}{4}$  de l'oxygène dégagé par la réduction. Il sera impossible en pratique d'obtenir ce résultat : la réduction ne s'achèvera pas sans l'intervention du carbone solide ; cela se présentera surtout pour les métaux peu réductibles, dont les oxydes ne se décomposent qu'à haute température.

L'analyse des gaz fait savoir si le four fonctionne dans de bonnes conditions. On pourra y doser seulement l'acide carbonique ; en comparant la proportion obtenue avec les résultats donnés par des fourneaux en bonne marche, on reconnaîtra si elle est assez forte. Pour une étude plus complète, il faudra doser aussi l'oxyde de carbone, et effectuer les calculs que nous avons indiqués pour la recherche du rendement calorifique d'un four.

Dans ce cas particulier, les gaz ne contiennent pas d'oxygène libre, mais le lit de fusion dégage de l'oxygène, et souvent aussi de l'acide carbonique. Nos équations fondamentales deviennent alors (1).

$$x + y = 1$$

(1) Voir *Procédés de chauffage* (Gautier-Villars, 1903).

$$\frac{x \times \frac{14}{6}}{y \times \frac{22}{6} + g} = m.$$

Ayant calculé  $y$ , la proportion  $\frac{y}{o}$  représentera le rapport entre le carbone brûlé et l'état  $\text{CO}^2$  et l'oxygène enlevé au lit de fusion ; d'après ce que nous avons vu, le maximum que puisse atteindre ce rapport à de  $\frac{3}{4}$  : on verra jusqu'à quel point il s'en rapproche.

Même en admettant que la réduction se fasse dans les meilleures conditions théoriques, c'est-à-dire par l'action de l'oxyde de carbone, il y aurait toujours de l'oxyde de carbone dans les gaz ; en effet, outre le charbon qui aura contribué à la réduction, il faudra en brûler une certaine quantité en sus pour fournir la chaleur nécessaire à la fusion des matières. Cette portion du combustible donnera, en se brûlant devant les tuyères, un excès d'oxyde de carbone qui ne pourra pas se transformer dans la cuve ; cet excès sera d'autant plus faible que les scories seront plus fusibles et qu'il y en aura moins : ainsi, plus le lit de fusion sera riche et fusible, plus la marche sera satisfaisante, et moins il y aura d'oxyde de carbone dans les gaz.

On voit, par suite, l'intérêt qu'il y a à ne demander au four à cuve aucune dépense de chaleur supplémentaire, puisque toute dépense nouvelle donnera lieu à une consommation de charbon qui ne pourra se transformer qu'en oxyde de carbone. C'est pourquoi il est bon d'y charger des matières préalablement calcinées, surtout s'il s'agit de carbonates, car leur décomposition dans le four à cuve, outre qu'elle absorberait de la chaleur, enrichirait le gaz en acide carbonique. Or ce gaz, comme on l'a vu, neutralise l'action réductrice de l'oxyde de carbone dès qu'il est en trop forte proportion.

**116. Combustibles employés.** — Les combustibles employés dans les fours de réduction doivent être maigres.

On se sert le plus souvent de coke ou de charbon de bois ; le premier est presque toujours le plus économique : outre son prix moins élevé, il a moins de tendance à former de l'oxyde de carbone, parce qu'il est moins poreux et moins facile à brûler ;

il en résulte que, toutes choses égales d'ailleurs, il est mieux utilisé et qu'on en consomme moins.

En revanche, les cendres du coke augmentent la proportion de scories et les rendent plus siliceuses. Elles retiennent donc davantage le métal et sont moins épurantes : il faut combattre cette tendance par des additions de fondants qui appauvrissent le lit de fusion.

Il en résulte une plus forte consommation de combustible. C'est ce dernier effet qui prévaut dans les hauts-fourneaux à fer : lorsqu'ils marchent au coke, les lits de fusion sont toujours plus calcaires et plus pauvres qu'au charbon de bois, et la consommation est plus forte ; cela n'empêche pas, en général, le coke d'être plus économique. Pour les métaux fusibles, comme le cuivre et le plomb, les scories restant toujours très fusibles, et la réduction étant facile, le coke donne lieu à une consommation moindre que le charbon de bois.

Le charbon de bois a l'avantage de donner des produits plus purs, par suite de la nature de ses cendres et de l'absence de soufre. De plus, il se prête à une marche à basse température, ce que ne fait pas le coke, qui exige une pression de vent plus forte et qui développe une température locale plus élevée. Ainsi le coke donnera lieu à plus de pertes par volatilisation et par entraînement dans les scories.

Cette circonstance en empêche l'emploi dans certains cas ; c'est ce qui arrive pour l'étain : ce métal, assez volatil, doit être réduit à basse température et sans exagérer l'action réductrice, pour laisser le fer dans les scories. Ces deux conditions sont peu compatibles avec l'emploi du coke, les scories siliceuses retiendraient trop d'étain : aussi les fours à cuve où l'on extrait ce métal marchent toujours au bois.

Les fours au coke sont généralement plus élevés que les fours au bois, à cause de la pression nécessaire et de la plus grande solidité du combustible ; ils ont aussi, en général, de plus fortes productions.

Dans certains pays, où les houilles à coke sont rares, on emploie l'anhracite et les houilles maigres ou sèches.

L'anhracite possède à un plus haut degré les avantages et les inconvénients du coke : il exige une très forte pression, mais, comme il est souvent sujet à se réduire en poudre, on est obligé de restreindre la hauteur des fours ; le poussier d'an-

thracite brûle difficilement et encrasse l'ouvrage : on doit employer des fours à poitrine largement ouverte pour pouvoir nettoyer le creuset, ou le purger par des chasses de vent après la coulée.

La houille maigre se comporte à peu près comme l'anhracite. Les houilles sèches à longue flamme sont moins avantageuses, et ne doivent s'employer qu'à défaut d'autres combustibles : leur distillation, qui se fait dans le haut de la cuve, absorbe une certaine quantité de chaleur en pure perte, et la consommation est toujours forte. Il faut combattre ces inconvénients par l'emploi de l'air chaud.

Le coke de lignite ou de tourbe, le bois desséché, etc., ont été parfois, essayés, en mélange avec le coke ou le charbon de bois, dans quelques pays où la houille est chère.

La consommation moyenne de combustible, par tonne de matière fondue, peut être de 100 à 150 kilogrammés pour les minerais les plus fusibles, comme ceux de plomb ; de 150 à 250 pour les minerais de cuivre et de 400 à 500 pour les minerais de fer. Elle est plus forte dans les fours trop petits ; le même effet se produit dans les fours trop larges, où la descente est irrégulière.

**117. Frais.** — Les frais de toute sorte nécessités par la conduite d'un four à cuve pourront être d'autant plus réduits que la production sera plus intensive. Dans les grandes usines, il importe d'étudier avec soin tous les détails d'organisation pour l'approchage et l'enlèvement des matières : c'est ainsi qu'on arrivera à réaliser des économies ; dans les fours à petite production, le travail du personnel est moins bien utilisé. En général, par tonne de minerai traitée, la main-d'œuvre pourra varier de  $\frac{4}{3}$  à 1 journée, et l'ensemble des frais de fabrication (non compris le combustible) de 5 à 10 francs.

**118. Réduction au réverbère.** — Quand on emploie le four à réverbère pour les réductions, on prend des fours à sole ovale, généralement assez petite, présentant un bassin où se réunira le métal, un trou de coulée, et une porte de travail généralement unique et souvent placée à l'extrémité du rampant. On charge sur la sole le lit de fusion, avec le charbon

nécessaire ; parfois on y fait d'abord fondre des scories pour protéger le charbon de réduction contre l'action de l'air.

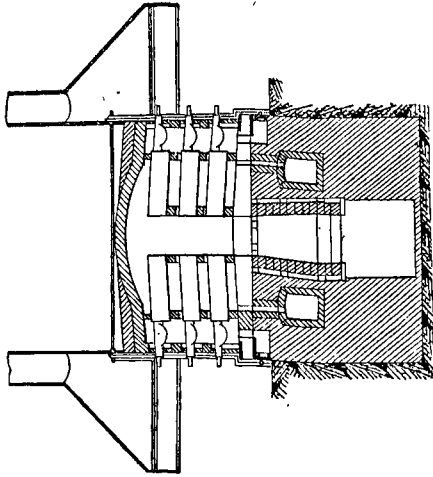
Après le chargement, on chauffe ; on brasse s'il y a lieu. Lorsque la fusion se produit, les scories restent souvent figées ; on les enlève alors par plaques. Le métal est toujours coulé.

Les rentrées d'air empêchent l'atmosphère d'être fortement réductrice : il peut même se produire des oxydations (sur le fer, sur le charbon, etc.). Le procédé n'est employé que pour les métaux réductibles, et surtout quand on veut les séparer d'autres métaux plus réfractaires : il y a alors avantage à opérer dans une atmosphère à demi-oxydante, qui empêche la réduction de ces derniers. C'est ainsi qu'on choisit souvent le four à réverbère pour le traitement des oxydes d'étain, de cuivre, ou de plomb, afin de ne pas réduire le fer qui peut s'y trouver et qui rendrait le métal cassant. Il en est de même pour les minerais contenant de l'arsenic et de l'antimoine ; ces corps, presque toujours nuisibles, s'éliminent partiellement à l'état d'oxydes volatils dans le four à réverbère : au four à cuve, ils se réduiraient et passeraient dans les métaux.

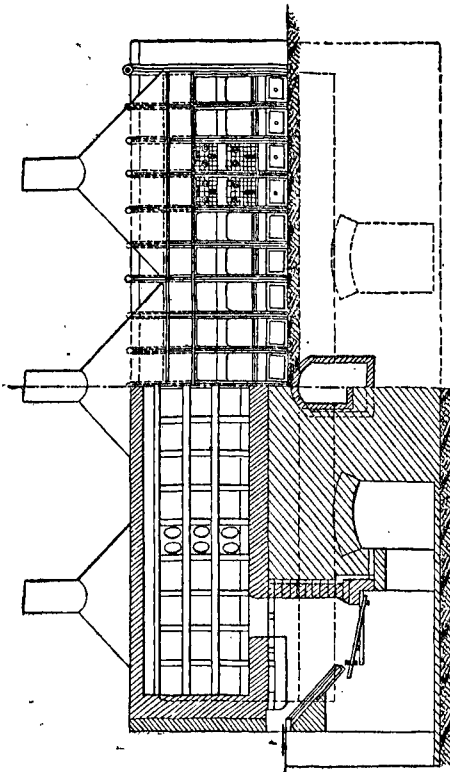
On remarquera que ce mode d'opérer nécessite en général l'emploi de deux sortes de combustible. Le charbon de réduction doit être maigre : c'est du poussier de charbon de bois, de coke, d'anthracite ; le charbon de chauffage peut être quelconque : cependant, pour réaliser des températures fortes, il le faut assez pur, et de préférence flambant.

**119. Ressuage.** — On appelle ressuage un procédé de réduction qui se pratique au réverbère, mais qui ne convient qu'aux métaux fusibles et réductibles : on ne s'en sert guère que pour les scories plumbeuses.

Il consiste à réduire ces scories sans les fondre complètement ; en les chauffant avec un peu de menu charbon sur une sole inclinée, le plomb, réduit à basse température, fond et coule le long de la sole : il se sépare ainsi des scories, qui restent solides ou pâteuses. On obtient du plomb très pur, mais la réduction est incomplète : ce procédé ne convient guère qu'aux litharges à peu près pures, qui se réduisent facilement sans laisser presque de résidus. Pour les scories pauvres, il vaut mieux les retraiter au four à manche.

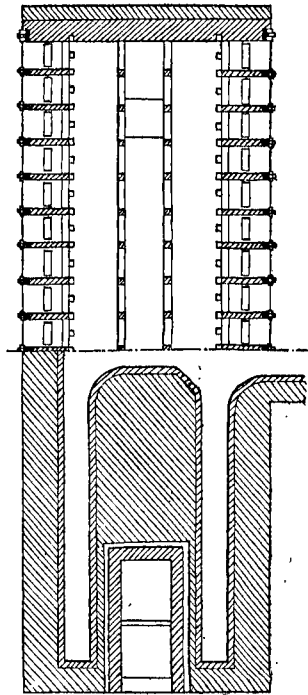


Coupe transversale.



Élévation.

Coupe longitudinale.



Coupes horizontales.

Fig. 40. — Four à gaz pour réduction des minerais de zinc.

**120. Réduction en vase clos.** — On a vu plus haut les rares circonstances où la fusion réductrice peut se faire en creusets. La réduction en vase clos s'applique aussi dans deux cas bien différents, où elle ne s'accompagne pas de fusion.

L'un est la réduction de l'oxyde de nickel dans la fabrication du métal, qui a une valeur relativement grande (3 à 4 fr. le kg.). On cherche à l'obtenir le plus pur possible, et, comme il se carburerait si on le fondait en présence du charbon, on réduit l'oxyde à une température qui est insuffisante pour fondre le métal. Cet oxyde est préparé par grillage à mort du sulfure de nickel, qu'on a lui-même extrait des minerais par une série de grillages et de fontes de concentration ; l'oxyde en poudre, mélangé de charbon très pur, est façonné sous forme de petits cubes et chauffé dans des creusets, où il reste une sorte d'éponge de nickel aggloméré.

On a rendu l'opération un peu plus économique en employant de grands mouffles chauffés dans des fours Siemens ; on moule alors l'oxyde en gâteaux de plus grande dimension.

La réduction se fait aussi en vases clos sans fusion pour les minerais de zinc, desquels ce métal se sépare à l'état volatil. Pour condenser convenablement ses vapeurs, il faut qu'elles soient délayées dans le moindre volume possible ; c'est ce qui empêche de chauffer à feu nu. On emploie des mouffles ou des tubes placés sur plusieurs rangs dans de grandes chambres, chauffées, soit par des grilles, soit par des foyers à gaz ; dans ces conditions, la consommation de combustible dépasse souvent 2 tonnes par tonne de minerai traité et descend rarement au-dessous de 1<sup>t</sup>,5, alors que, dans un tour à cuve, les mêmes opérations n'exigeraient peut-être pas plus de 200 kg. ; la main-d'œuvre est également considérable, et dépasse une à deux journées par tonne de minerai. En augmentant beaucoup les dimensions des fours, on peut rendre le travail plus économique ; dans les fours primitifs, la consommation était à peu près double.

#### § 4. — TRAITEMENT DES SULFURES

**121. Grillage et réduction.** — Les sulfures métalliques peuvent être traités en deux phases, par grillage complet et par réduction des oxydes : c'est ce qui se fait pour les minerais de plomb et pour les minerais d'antimoine.

Ces deux métaux sont relativement faciles à réduire. On peut opérer sur des minerais de plomb pauvres et impurs : le fer qui s'y trouverait n'est pas réduit, il passe entièrement dans les scories ; il en est de même du zinc, qui se scorifie ou se volatilise en partie sous forme d'oxyde.

Le même procédé s'applique aussi au sulfure de nickel pur ; mais, même dans ce cas, il faut que le fer ait été entièrement éliminé par des opérations préliminaires, parce que les deux métaux se réduiraient en même temps.

**122. Fonte pour mattes.** — Dans le traitement des minerais sulfurés de cuivre ou de nickel, on est amené à employer des procédés indirects et plus longs, afin d'obtenir, d'abord, un sulfure riche, en éliminant la totalité ou la plus grande partie du fer. Quoique le cuivre soit plus facile à réduire, il serait impossible d'obtenir, par la réduction immédiate du minerai grillé, une séparation convenable des deux métaux ; cette séparation se fait progressivement en utilisant l'affinité du cuivre pour le soufre. Lorsque l'on fond ensemble, en présence de la silice, un mélange de sulfure et d'oxyde de cuivre et de fer, le fer tend à passer seul sous forme d'oxyde dans la scorie silicatée : le cuivre se concentre dans ces mattes à l'état de sulfure double avec une partie du fer, et l'on obtient ainsi un sulfure plus riche que le minerai primitif ; le nickel se comporte exactement de la même manière.

Par un grillage partiel suivi d'une fusion, on peut donc concentrer le métal dans une matte ; cette matte contient encore une certaine proportion de fer, car, si l'on voulait éliminer ce dernier métal d'un coup, il serait impossible d'éviter le passage du cuivre ou du nickel dans les scories, l'oxydation de ces métaux n'étant empêchée que par la réaction du sulfure de fer. On ne peut donc pas préparer du premier coup une matte trop riche ; mais, en soumettant cette matte à de nouveaux grillages suivis de fonte de concentration, on arrive progressivement à scorifier tout le fer et à obtenir un sulfure à peu près pur de cuivre ou de nickel. Ces fusions portant sur des matières plus riches donnent des scories qui retiennent un peu du métal utile et qui peuvent être retraitées, mais ces scories sont en quantité relativement faible par rapport aux scories stériles obtenues dans la première fonte pour matte.



Autrefois, on multipliait souvent ces opérations d'enrichissement ; aujourd'hui, dans les installations nouvelles, elles sont pour ainsi dire supprimées, les premières mattes pouvant être traitées directement par des procédés pneumatiques, dont nous parlerons plus loin.

**123. Composition du lit de fusion.** — C'est par la composition du lit de fusion que l'on règle le degré d'enrichissement. Si le soufre est en fortes proportions, le cuivre sera énergiquement retenu dans la matte, et par suite il en restera peu dans les scories ; mais les autres métaux, et surtout le fer, tendent aussi à passer dans la matte : la matte sera donc pauvre en cuivre parce qu'elle contiendra beaucoup d'autres corps. S'il y a peu de soufre, la matte sera riche en cuivre, parce que le fer n'y passera qu'en petite quantité ; mais le cuivre n'y sera pas suffisamment retenu par le soufre, et il en passera dans les scories. Ainsi, il faudra qu'il existe entre la teneur en soufre du lit de fusion et sa teneur en cuivre un certain rapport, que l'expérience indiquera, et qui conciliera le mieux possible ces deux conditions contradictoires : richesse des mattes et pauvreté des scories. Si le minerai est trop pauvre en soufre, on l'enrichit par un mélange de pyrites ; s'il est trop riche, on en élimine une partie par un grillage incomplet, à moins qu'on ne puisse le mélanger à des minerais oxydés.

Quant aux scories, elles retiennent d'autant moins les métaux qu'elles sont plus basiques : ainsi les scories les plus basiques seront les plus pauvres en cuivre ; mais, d'autre part, il faut que la scorie retienne une certaine partie du fer, sinon il en passerait trop dans la matte. Il faut aussi qu'elles soient bien fluides, pour que les séparations soient nettes et qu'on n'ait pas à brûler trop de combustible : pour réaliser ces conditions, il faut que la scorie soit un peu acide. Ici donc encore on se trouve en présence d'exigences contradictoires : il faut prendre un juste milieu que l'expérience seule peut indiquer. En général, on cherche à faire des scories bisilicatées ; on emploie comme fondants la chaux et l'oxyde de fer, ou la silice si le minerai est déjà trop riche en oxyde métallique.

La fonte pour mattes peut se faire au four à réverbère ou au four à cuve.

**124. Fonte au réverbère.** — Les fours à réverbère destinés à la fusion des mattes doivent être portés dans toutes leurs parties à une température qui atteint le rouge vif. La sole est ovale, et le rapport entre sa surface et celle de la grille varie de 4 à 6 : sa longueur ne doit pas excéder 3 à 4 mètres ; il n'y a, en général, qu'une porte de travail, pour éviter le refroidissement du laboratoire par l'air extérieur. La sole est concave et forme une espèce de bassin au fond duquel se rassemblent les mattes.

On brûle, dans un four de ce genre, 500 à 600 kgr. de houille par tonne de matières traitées ; la chaleur est assez mal utilisée, car les gaz sortent chauds pendant presque toute l'opération ; les flammes perdues peuvent servir à chauffer d'autres fours, par exemple des fours de grillage : elles ne conviennent pas pour le chauffage des chaudières, parce qu'elles contiennent de l'acide sulfureux. La conduite de ces appareils est relativement simple : la charge étant étalée sur la sole, on pousse le feu pour la fondre rapidement, la porte de travail fermée, puis on

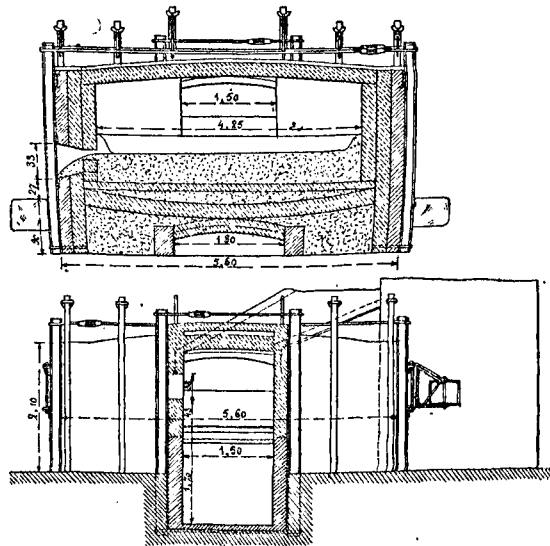


Fig. 41. — Four à réverbère moderne (coupes transversales).

maintient les matières assez longtemps en fusion pour les laisser réagir. Avant de couler, il faut donner un coup de feu pour que les matières soient bien fluides. Ces données se rapportent à la pratique ordinairement suivie en Europe. Comme nous



des intervalles de 3 ou 4 heures et les coulées sont conduites de façon à laisser toujours dans le bassin 6 à 10 tonnes de mattes.

**125. Fonte au four à cuve.** — Les fours à cuve employés aujourd'hui pour la fusion des mattes sont le plus souvent des water-jackets de hauteur relativement faible (4 à 5 m.), sauf pour les minerais pauvres et peu fusibles, où l'on porte la hauteur à 8 ou 10 m. ; la consommation de combustible varie entre 100 et 200 kil. par tonne de lit de fusion.

On emploie rarement l'air chaud pour ces fours, parce qu'il augmente l'action réductrice et tend à faire passer dans la matte le fer et les autres corps étrangers ; du reste, les gaz du gueulard sont assez incommodés à utiliser à cause de la présence de l'acide sulfureux.

La température est plus forte dans ces fours que dans les réverbères, on peut y marcher avec des scories plus basiques et moins fusibles.

Au réverbère, l'atmosphère est toujours un peu oxydante, aussi les métaux tendent à se scorifier au lieu de passer dans la matte ; on obtient des mattes pures et riches en cuivre. Au four à cuve, l'atmosphère est réductrice, le fer est réduit et passe dans la matte ; les scories sont relativement plus pauvres et l'extraction est plus complète, mais la matte est moins riche et moins pure. L'emploi du four à cuve est en général plus économique ; celui du four à réverbère sera motivé quand on recherchera surtout la qualité des produits.

La fonte pour matte s'applique principalement aux minerais sulfurés de cuivre. On commence en général par les griller partiellement pour éliminer une partie du soufre et obtenir une matte plus riche ; mais lorsque la teneur en soufre est relativement faible, ce grillage devient inutile et on fond directement le minerai brut : l'opération prend alors le nom de *fonte crue*.

**126. Fusion pyriteuse.** — Il est possible de conduire la fonte des sulfures de manière à utiliser la chaleur dégagée par l'oxydation du soufre et à supprimer presque le combustible. On passe alors les minerais sans grillage préalable.

Nous avons vu que dans les fours de grillage les pyrites pouvaient fondre spontanément : en activant l'oxydation, la chaleur peut suffire même à la fusion des scories.

Les conditions essentielles paraissent être : l'emploi d'air en excès, avec une faible pression, et par conséquent des fours relativement bas, mais sans excès, une marche assez active ; le rapport entre la production et la section est généralement un peu plus faible qu'avec les procédés ordinaires. On ajoute un peu de coke (3 à 5 0/0) pour diviser la charge ; il ne faudrait pas en forcer la proportion, car il empêcherait l'action de l'air de se porter sur le soufre : l'atmosphère doit rester oxydante.

On facilite beaucoup l'opération en employant de l'air chauffé entre 300 et 600° dans des appareils spéciaux.

On brûle alors 10 0/0 de combustibles qui peuvent être beaucoup moins chers que le coke.

Ce procédé est employé en Amérique pour fondre des minerais pyriteux contenant de l'or et de l'argent, afin de concentrer ces métaux dans une matte ferreuse. Il ne s'applique pas jusqu'à présent à l'extraction du cuivre, car la perte de ce métal dans les scories serait considérable.

**127. Fontes avec réduction partielle.** — Nous avons vu que la première matte est souvent enrichie par une série de grillages et de fontes de concentration. A mesure que la matte devient plus riche, il peut se séparer une certaine quantité de métal libre : si le mélange est suffisamment riche en cuivre, si d'autre part il y a peu de silice et de soufre, le cuivre ne peut plus ni se scorifier ni rester entièrement à l'état de mattes ; il s'en sépare donc une partie à l'état libre. Le cuivre est ici réduit par le soufre, réagissant sur l'oxyde pour se transformer en acide sulfureux ; il l'est aussi par le charbon quand on opère au four à cuve. Dans ces opérations on a donc trois produits, le métal, la matte et la scorie. Les corps faciles à réduire, comme l'arsenic, l'antimoine, le plomb, tendent à passer surtout dans le métal libre ; il n'en reste que peu dans la matte, et encore moins dans la scorie.

**128. Traitement des sulfures complexes.** — Ces opérations, qui sont à la fois des fontes de réduction et des fontes pour mattes, jouent un grand rôle dans le traitement des minerais sulfurés complexes, et surtout des minerais argentifères. Si on fond après grillage partiel des sulfures contenant à la fois du plomb, du fer et du cuivre, on obtient toujours, même quand le

grillage a été poussé très loin, trois produits : 1° du plomb plus ou moins impur ; 2° des mattes contenant tout le cuivre avec une partie du plomb et du fer ; 3° des scories contenant le reste du fer et du plomb. L'argent, quand il y en a, se partage, mais la plus grande partie suit le plomb métallique. On aura donc réalisé jusqu'à un certain point la séparation du cuivre et du plomb.

Les mattes résultant de cette première fonte pourront être traitées à nouveau suivant la même formule. Après un grillage partiel, si on les fond avec des matières silicatées, comme par exemple des scories plombeuses riches, on aura de nouveau trois produits : 1° du plomb métallique provenant à la fois des mattes et des scories : il entraînera une grande partie de l'argent de ces deux produits ; 2° de nouvelles mattes plus riches en cuivre et moins plombeuses que les premières ; 3° des scories plus pauvres que celles qu'on a repassées, parce qu'elles ont subi l'action réductrice du soufre et celle du charbon. Cette opération peut être considérée à la fois comme une fonte de réduction par rapport aux scories et comme une fonte de concentration par rapport aux mattes.

Par une série de fontes analogues précédées de grillage, on arrivera à extraire presque tout le plomb à l'état libre, et à obtenir des mattes riches en cuivre, qu'on pourra traiter pour extraire ce dernier métal.

Ce mode de traitement a encore pour effet d'extraire l'argent à l'état d'alliage avec le plomb. On peut l'appliquer aux minerais d'argent ; on les fond avec addition de minerais de plomb : cette opération prend alors le nom de *fonte plombeuse*.

Toutes ces opérations se font d'après les mêmes principes que les fontes pour mattes. On peut employer le four à cuve ou le four à réverbère : en général, le premier sera plus économique et on l'appliquera toutes les fois qu'on devra traiter beaucoup de matières, c'est-à-dire pour la fusion des minerais ou des mattes pauvres. Dans ces premières opérations, la pureté des produits a moins d'importance parce qu'ils doivent être retraités ; au contraire, quand on arrivera aux dernières fontes de concentration, on aura peu de matières à traiter, parce que le poids des mattes s'est réduit à chaque nouvelle fusion ; dès lors, la question économique deviendra moins importante ; il y aura d'ailleurs intérêt à obtenir, à la fin, des mattes riches et pures, par conséquent on préférera le four à réverbère.

**129. Rôtissage.** — Le rôtissage peut s'appliquer aux sulfures riches; on s'en sert, surtout, soit pour extraire le plomb des minerais bruts et purs contenant plus de 70 0/0, soit pour extraire le cuivre des mattes riches qui ont été amenées à l'état de sulfure de cuivre presque pur. Si l'on fait réagir le sulfure sur une proportion convenable d'oxyde, telle qu'il y ait en présence deux équivalents d'oxygène pour un équivalent de soufre, en faisant fondre ce mélange le soufre et l'oxygène se dégagent à l'état d'acide sulfureux et le métal est mis en liberté.

Cette opération se pratique en général dans des fours à réverbère munis de portes de travail sur les côtés (fig. 42) et comprend

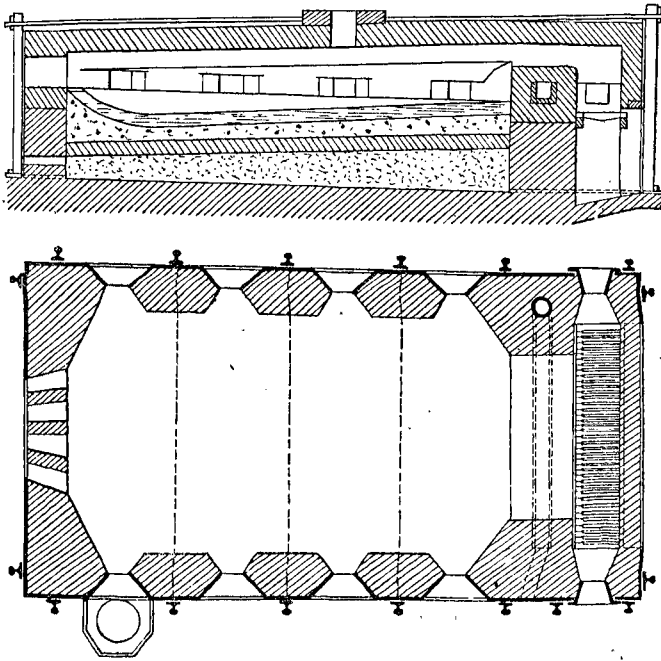


Fig. 42. — Four de rôtissage pour plomb.

deux phases: une phase oxydante, où l'on produit un grillage partiel en évitant la fusion, puis une phase de réaction, où l'on détermine la fusion du sulfure à oxyder et où les différents composés échangent leurs éléments pour mettre le métal en liberté.

Il est difficile de modérer très exactement l'oxydation et, dans le traitement des minerais de plomb, on opère souvent par une série de grillages et de coups de feu plusieurs fois répétés; néan-

moins il reste toujours des résidus riches qu'il faut retraiter au four à cuve.

Quand on traite des mattes cuivreuses, on les emploie en général coulés sous forme de saumons; ces saumons, empilés auprès de l'autel du four, sont grillés dans la flamme de manière à s'oxyder lentement par l'extérieur, puis, lorsqu'on élève la température, il suinte peu à peu de la matière fondue. C'est cette manière d'opérer qui a motivé le nom de rôtissage.

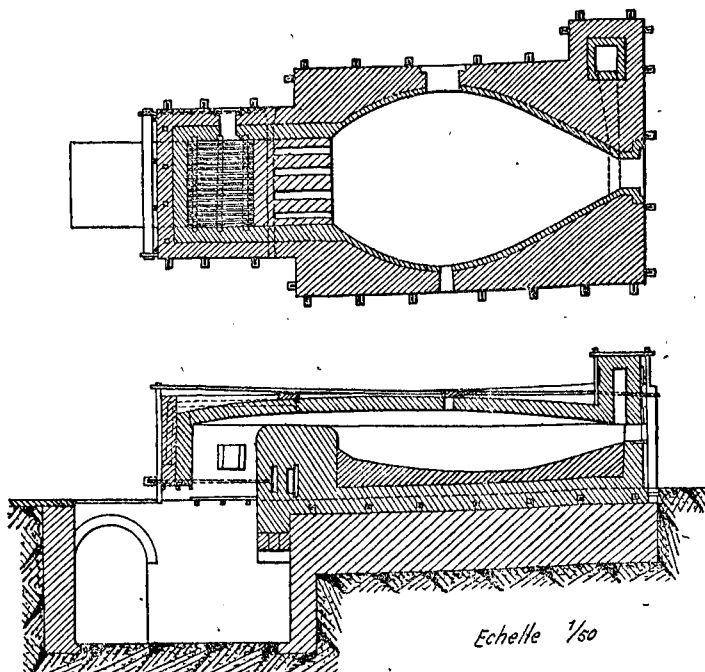


Fig. 43. — Four de rôtissage pour cuivre.

En général, le travail est plus facile et plus parfait lorsque l'on emploie des fours de petite dimension et que l'on opère lentement, mais la dépense de combustible et le prix de revient sont toujours moindres dans les grands fours à marche rapide. Comme on ne peut éviter d'avoir des crasses riches à retraiter, il paraît plus avantageux, en pratique, d'opérer de cette dernière manière.

Ce mode de traitement est peut-être destiné à disparaître; on ne voit pas, en effet, la nécessité de faire en une seule fois, et dans le même four, deux opérations très différentes dans leur



nature, et il paraît plus logique, comme on l'a déjà fait plusieurs fois pour le cuivre, de les diviser en deux. On fait subir d'abord, à une partie de la matte pulvérisée, un grillage complet, pour lequel on peut employer les fours rotatifs; puis on mélange l'oxyde ainsi obtenu avec une proportion déterminée de mattes crues, et on fond ce mélange dans un four à réverbère: on a ainsi l'avantage d'avoir dosé rigoureusement les proportions d'oxyde et de sulfure, et, les deux matières se trouvant intimement mélangées dans le rapport exact qui correspond aux formules, la réaction est beaucoup plus rapide et plus nette.

Il est probable que ce procédé en deux phases pourrait s'appliquer aussi avec succès aux minerais de plomb.

**130. Traitement pneumatique.** — Cette méthode, imitée du procédé Bessemer, a remplacé généralement les anciennes méthodes pour le traitement des mattes de cuivre ou de nickel provenant de la fusion des minerais. Elle réunit, en quelque sorte, dans une opération très rapide, les traitements successifs du grillage, de la concentration des mattes et du rôtissage. Toutes les réactions qui se produisent dans ces divers cas sont exo-thermiques; l'oxydation du fer et du soufre dégage une quantité de chaleur très supérieure à celle qui est théoriquement nécessaire pour fondre les matières obtenues, mais, dans la pratique ordinaire, cette chaleur se dégageant lentement est entièrement perdue par suite du refroidissement extérieur; ce dernier est considérable parce que, dans les fours à réverbère, les charges sont utilisées sur une grande surface et sur une faible profondeur. Si l'on augmente beaucoup la rapidité des réactions, et que l'on diminue, au contraire, les causes de refroidissement, en opérant sur une matte relativement compacte qui n'offre qu'une surface faible par rapport à son volume, on pourra utiliser cette chaleur et supprimer pour ainsi dire les dépenses de combustible. C'est le résultat que l'on obtient en injectant l'air sous pression à travers les mattes préalablement fondues; l'oxydation est alors très rapide et, si l'on dispose d'une pression suffisante, on peut opérer sur un bain de mattes d'une épaisseur assez forte.

La chaleur développée par l'oxydation suffit alors à entretenir et à développer la température du bain; les matières étant liquides et sans cesse brassées par le passage de l'air, le contact

entre les différents éléments chimiques est beaucoup plus intime, et les réactions sont à la fois rapides et très nettes.

**131. Succession des réactions.** — Il se produit d'abord l'oxydation et la scorification du fer, et la séparation du métal avec le cuivre; toute molécule d'oxyde de cuivre qui pourrait se former se trouvera en contact avec une molécule de sulfure de fer et sera réduite jusqu'à élimination complète du fer. Cette première phase de l'opération correspond au grillage et à l'enrichissement des mattes qui s'effectuent en quelque sorte parallèlement.

Les scories sont ensuite décantées; puis, en continuant le soufflage, on provoque l'élimination du soufre. Cette seconde phase correspond au rôtissage; s'il se forme de l'oxyde de cuivre, il est immédiatement décomposé par le sulfure du même métal jusqu'à ce que le soufre se soit dégagé à l'état d'acide sulfureux: on obtient du cuivre brut qui est, en général, soumis à un raffinage, parce qu'on ne pourrait pousser l'opération trop loin sans former un excès d'oxyde de cuivre; de plus, le bain se refroidirait rapidement lorsqu'il n'y aurait pas de soufre à brûler.

Dans le traitement des minerais de nickel, on n'arrive pas, par ce procédé, jusqu'au métal; on se contente d'opérer une scorification du fer et d'obtenir du sulfure de nickel pur, la séparation de ce métal avec le soufre étant plus difficile.

**132. Convertisseurs.** — Ce mode de traitement s'applique dans des convertisseurs ayant la forme de grandes cornues (fig. 44) qui peuvent basculer sur un axe horizontal pour faire le chargement et la coulée, et à la base duquel se trouvent une série de petites tuyères insufflant l'air à haute pression sous forme de jets très minces. Dans les cornues Bessemer, employées pour l'acier, les tuyères sont percées à travers le fond lui-même, et l'air arrive sur toute la section; dans les convertisseurs pour mattes, les tuyères sont disposées en couronne à une certaine hauteur au-dessus du fond. En effet, lorsque l'opération arrive à sa fin, il faut que le soufflage soit fait au-dessus du métal qui s'est rassemblé au fond de la cornue, et dans la zone où il y a encore des éléments étrangers à oxyder; la hauteur des tuyères doit donc être calculée de manière à correspondre à peu près à celle du bain de cuivre vers la fin de l'affinage. Cette condition peut

être remplie lorsque l'on traite toujours des mattes de même composition ; pour traiter des mattes de teneur variable, on peut

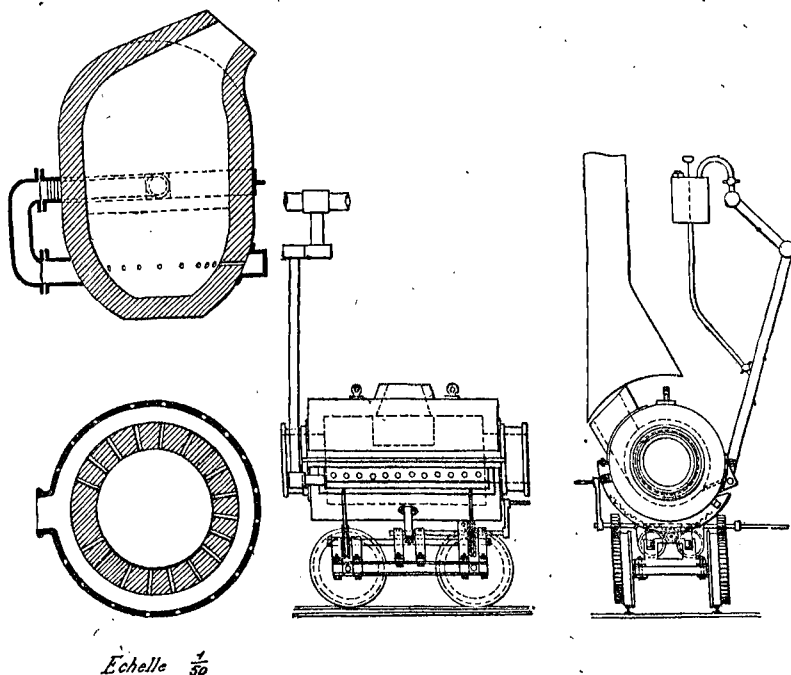


Fig. 44. — Convertisseur ordinaire.      Fig. 45. — Convertisseur Manès.

employer le convertisseur Manès (fig. 45), qui a la forme d'un cylindre et où les tuyères sont disposées d'un seul côté : de cette manière, avec une rotation convenable, on peut amener à chaque instant les tuyères à la hauteur voulue.

Dans le traitement pneumatique, les éléments volatils, tels que l'arsenic et l'antimoine, sont éliminés beaucoup plus complètement que dans les méthodes ordinaires, par suite de la haute température développée : on obtient donc en général du cuivre plus pur. En revanche, les pertes sont peut-être un peu plus considérables ; néanmoins, si l'opération est bien conduite, il semble que, dans la plupart des cas, ce dernier inconvénient soit peu sensible.

On a fait quelques tentatives pour introduire l'affinage pneumatique dans la métallurgie du plomb ; mais ce métal devient lui-même sensiblement volatil au-dessus de  $1.000^{\circ}$  et il est difficile, de modérer la température. La corrosion du garnissage,

qui est considérable dans le traitement du cuivre, doit aussi devenir beaucoup plus active avec les composés du plomb et créer une difficulté pratique sérieuse.

### § 5. — DISTILLATION

**133. Exposé.** — L'extraction des métaux par distillation s'applique dans deux cas très différents : pour le mercure, qui se volatilise à une température, relativement modérée, de  $360^{\circ}$  et dont les vapeurs ne sont pas oxydables; pour le zinc et les métaux alcalins, qui sont distillés à haute température et dont les vapeurs sont très oxydables. De ces propriétés résulte une grande différence entre les conditions à remplir.

Dans le premier cas, on augmente beaucoup le volume des condenseurs, afin d'obtenir un refroidissement très complet; dans le second cas, il faut au contraire le restreindre, de manière que le métal se rassemble à une température à laquelle il reste encore liquide et offre le moins de contact possible avec les gaz.

**134. Extraction du mercure.** — Le sulfure de mercure est traité par grillage oxydant; le soufre s'élimine à l'état d'acide sulfureux et le métal, dont l'oxyde est instable à chaud, se volatilise à l'état libre : comme l'on traite en général des minerais très pauvres et qu'il faut viser à l'économie, l'opération se fait à feu nu et l'on a un grand volume de gaz et de vapeurs que l'on fait circuler dans une série de vastes chambres. Rarement, et seulement pour des minerais très riches, on emploie la distillation en cornue, qui donne beaucoup moins de gaz et permet une condensation beaucoup plus rapide et plus complète.

**135. Extraction du zinc.** — Pour le zinc, si l'on employait de vastes condenseurs et si le refroidissement était poussé trop loin, on obtiendrait le métal à l'état de poussière qui se réoxydrait très facilement, même au contact d'une atmosphère chargée d'acide carbonique. On est obligé d'opérer en vase clos, de manière que le seul gaz qui se dégage avec la vapeur de zinc soit l'oxyde de carbone produit par la réduction : la petite

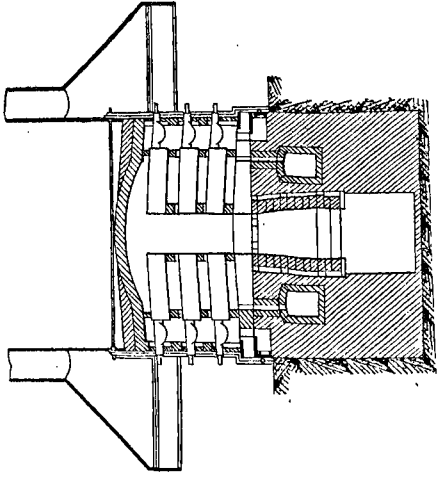
quantité de vapeur d'eau ou d'acide carbonique provenant des minerais suffit encore pour réoxyder une partie du métal, et on est obligé d'employer des condenseurs de petite section, que la circulation des gaz maintient à une température suffisante pour condenser le métal à l'état fondu (fig. 46).

Des systèmes analogues sont employés pour les métaux alcalins, soit qu'on les réduise par le charbon suivant la méthode de Sainte-Claire Deville, soit qu'on les distille par l'électrolyse à chaud. Les condenseurs primitifs employés par Sainte-Claire Deville pour la fabrication du sodium réalisaient les conditions pour réduire au minimum la surface extérieure du métal fondu et le soustraire immédiatement à l'oxydation ; ils se composent de deux plaques de fer ne laissant entre elles qu'une fente étroite d'où le métal fondu coulait immédiatement dans un récipient contenant du pétrole.

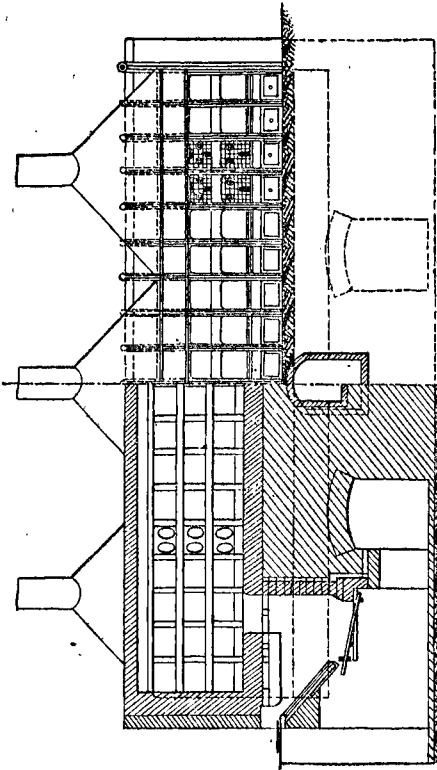
**136. Distillation au four à cuve.** — La distillation des métaux au four à cuve serait beaucoup moins coûteuse, et on l'a souvent essayée pour le zinc, mais sans succès. Dans les fours à cuve, le zinc se volatilise entièrement mais il se réoxyde et se dépose sous forme de cadmie au gueulard et dans les conduites : c'est même une cause d'obstruction et de gêne pour le traitement des minerais qui contiennent un peu de zinc. Pour le recueillir à l'état métallique, il faudrait éviter complètement l'action de la vapeur d'eau et de l'acide carbonique, c'est-à-dire de traiter des matières parfaitement calcinées et désigrattées et employer un excès de charbon suffisant. Il faudrait, en outre, assurer la condensation rapide dans un espace chaud, pour que le zinc s'y dépose à l'état liquide ; or la condensation est rendue très difficile par le grand volume de gaz où les vapeurs métalliques sont délayées. Dans tous les essais faits jusqu'à présent, on n'a guère obtenu que des poussières grises ne contenant que du zinc à l'état métallique et qu'il fallait retraiter autrement ; les pertes étaient du reste considérables.

Au lieu de chercher à empêcher l'oxydation, il vaut peut-être mieux l'utiliser en recourant au procédé dont nous allons parler.

**137. Distillation oxydante.** — Plusieurs métaux se comportent comme le zinc et sont susceptibles de distiller puis de se condenser à l'état d'oxyde : ces produits trouvent parfois dans

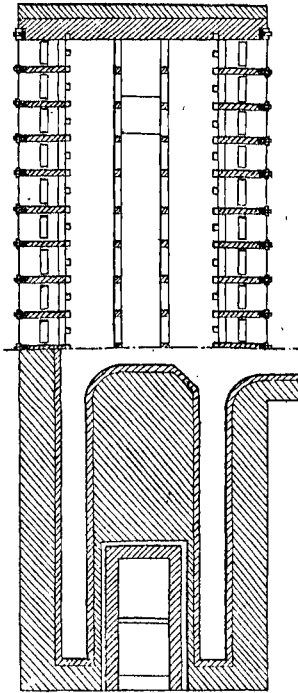


Coupe transversale.



Élévation.

Coupe longitudinale.



Coupes horizontales.

Fig. 46. — Four à gaz pour réduction des minerais de zinc.

l'industrie un débouché plus avantageux que le métal lui-même.

Ce genre de distillation est appliqué à la fabrication de l'acide arsénieux ; les sulfures d'arsenic sont grillés dans des fours à réverbère et l'oxyde recueilli dans des chambres de condensation.

La fabrication du blanc de zinc rentre aussi dans la même catégorie de procédés.

En Europe, on le prépare le plus souvent en brûlant le zinc métallique ; le métal est distillé, dans des mouffles, à la sortie desquels les vapeurs arrivent dans des hottes où elles sont entraînées par des courants d'air qui les oxydent. C'est un procédé relativement coûteux, et l'on peut avoir une extraction plus économique par le traitement direct des minerais.

La distillation oxydante peut s'opérer au moufle, au réverbère ou à feu nu. Le moufle a été employé pour l'arsenic et l'antimoine, afin d'obtenir des oxydes très purs, mais il est coûteux. Le four à réverbère ne s'applique bien qu'à l'arsenic ; pour les minerais de zinc, la température ne serait pas suffisante pour produire une volatilisation complète. Le traitement à feu nu est beaucoup plus économique et n'a que l'inconvénient de donner en partie des produits moins purs.

Le plus souvent, on emploie de petits fours à cuve assez bas où l'air pénètre par une grille. En chargeant le minerai mélangé de charbon, on a alors une atmosphère qui peut être oxydante par la présence d'un excès d'air, bien que le charbon puisse exercer en même temps des actions réductrices. Dans ces conditions, les sulfures peuvent se griller, les oxydes se réduire, et les métaux volatiles se vaporiser à la base du four. Les vapeurs se réoxydent à la partie supérieure et vont se condenser dans les chambres.

Ce procédé a été appliqué pour la fabrication du blanc de zinc au moyen de minerais oxydes et impurs, M. Chatillon est arrivé à l'adapter avec succès au traitement direct du sulfure d'antimoine, de manière à extraire ce métal sous forme d'oxyde soluble, recherché pour la fabrication des produits pharmaceutiques.

**138. Procédés Chatillon.** — La condensation devient toujours difficile lorsque les vapeurs sont mélangées à une grande

quantité de gaz étrangers; il faut les faire circuler dans de grandes chambres ou dans des conduits en poterie assurant un refroidissement complet. La condensation paraît être facilitée par l'emploi de ventilateurs aspirants et soufflants, que l'on place à une certaine distance du four, sur le parcours des conduites. Les poussières, essorées en quelque sorte par le ventilateur et projetées contre les parois, se déposent en grande quantité dans la chambre qui suit; on emploie en général des ventilateurs à axe vertical, et on peut faire couler un filet d'eau au centre, comme le fait M. Chatillon: une partie des poussières est alors recueillie avec l'eau dans des bassines de dépôt. Dans ce mode de distillation directe, les poussières des premières chambres sont souvent impures et plus ou moins colorées; on pourra les repasser au traitement après les avoir agglomérées, s'il y a lieu, ou encore les considérer comme des minerais oxydés que l'on emploie à l'extraction du métal libre par des procédés ordinaires.

### 139. Traitement des minerais de zinc et de plomb.

— Lorsque l'on traite de cette manière les minerais de zinc plombifère, on n'obtient pas une séparation exacte des deux métaux; il faut développer une température assez élevée pour distiller tout le zinc, et une partie du plomb se volatilise alors. On traite ainsi des minerais de zinc complexes dans des bassins du Mississipi par rôtissage dans une espèce de boîte soufflée. On extrait une partie du plomb liquide dans les chambres de condensation: on trouve une série de produits qui sont des mélanges d'oxyde de zinc avec du sulfure de plomb; le premier dépôt étant le plus lourd et le plus riche en plomb, on recueille à part les différentes catégories qui peuvent être employées comme peinture, lorsqu'elles sont suffisamment blanches.

Les premiers dépôts sont en général gris ou bruns, colorés par des poussières de charbon ou d'oxyde de fer entraînées; on les repasse avec les produits les plus riches en plomb à une nouvelle distillation oxydante, qui se fait dans un four à cuve ordinaire, et qui donne de nouveau une certaine quantité de plomb fondu, des oxydes blancs vendables et des produits à repasser.

Lorsque l'on emploie des ventilateurs à courant d'eau et que l'on traite des minerais sulfurés, l'eau est rendue acide par la dissolution de l'acide sulfureux et, dans ce cas, le zinc s'y dis-



sout sous forme de sulfate, tandis que le sulfate de plomb reste insoluble. Il y aurait là un procédé efficace de séparation, si l'on pouvait extraire le zinc des liqueurs de sulfate ; mais cette extraction ne peut se faire que par l'électrolyse et très souvent elle serait trop coûteuse.

### § 6. — PROCÉDÉS ÉLECTRIQUES.

Les traitements électriques par voie sèche se rattachent à deux types principaux : la réduction des oxydes dans l'arc voltaïque et l'électrolyse par fusion ignée.

**140. Réduction au four à arc.** — Dans ce cas, l'électricité ne sert que de moyen de chauffage : mais la température élevée de l'arc permet de réduire par le charbon tous les oxydes et de fondre les matières les plus réfractaires. Ce mode de réduction dans le four à arc s'applique à la fabrication des métaux réfractaires et surtout de leurs alliages avec le fer. La température nécessaire pour les réactions ou pour la coulée justifie ici l'emploi du four électrique ; le haut-fourneau consomme dans ces conditions une quantité de combustible considérable et ne peut même pas toujours donner des produits aussi riches. Ainsi le ferro-silicium produit au haut-fourneau tient rarement plus de 10 à 15 0/0, tandis qu'au four électrique on le fabrique couramment à 25 et même à 50 0/0. Le ferro-chrome ne peut guère être obtenu au haut-fourneau au-dessus de 35 0/0 : le four électrique le donne facilement à plus de 60 0/0.

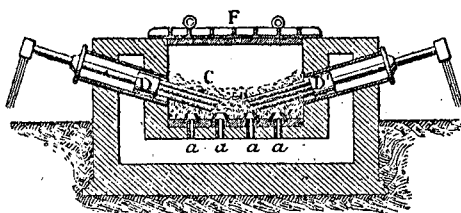


Fig. 47.

Dans toutes ces opérations, l'oxyde broyé est mélangé avec un excès de charbon qui peut atteindre deux à trois fois la quantité théoriquement nécessaire pour la production ; le mélange est

chauffé par l'arc dans des fours prismatiques ressemblant plus ou moins aux fours Cowles (fig. 47). La plupart des types de fours compliqués qui ont été proposés ne sont pas employés dans la pratique.

Le voltage est déterminé par la nécessité de développer l'arc sur une certaine longueur ; il est en général de 30 à 50 volts.

La dépense d'énergie peut se calculer approximativement si l'on connaît la chaleur nécessaire à la réduction, aux différentes réactions accessoires et à la fusion des matières. La chaleur fournie par le courant électrique est égale à  $\frac{ei}{4200}$  (par seconde) : en admettant un rendement calorique d'environ 70 0/0, on calculera combien on peut fondre de matières dans un temps donné pour un courant de voltage et d'ampérage déterminés. Le rendement est d'autant meilleur que le four est plus grand : on emploie en général des fours de 200 à 300 kilowatts ; on est allé jusqu'à 1000, il n'y a peut être pas grand avantage à dépasser 500.

Pour se placer dans les meilleures conditions, il faut chercher à augmenter la fusibilité de la charge afin de marcher à plus basse température, et aussi augmenter sa conductibilité pour réduire le voltage. Ainsi, dans la fabrication du ferrosilicium, on emploie le plus souvent un mélange de quartz de charbon et de limailles de fer ; la présence de ce métal augmentant la conductibilité, la dépense d'électricité est moins grande que quand on traite du minerai.

L'emploi de ce procédé de réduction ne paraît pas en général indiqué pour les métaux usuels qui n'exigent pas une haute température ; on fait cependant, depuis quelque temps, de nombreux essais pour l'appliquer aux minerais de fer. Il est probable que le traitement de ces minerais par l'électricité serait toujours plus coûteux qu'au haut-fourneau, mais ce procédé offre l'avantage de pouvoir s'appliquer au traitement sur place des minerais, dans certains pays où le combustible ne permet pas d'installer de grandes forges ; de plus, il peut permettre la fabrication directe de l'acier dans des installations plus simples que les forges modernes, qui ne se prêtent qu'à de très grandes productions.

La production d'alliages ferreux peut être comprise entre 1.000 et 1.500 kg. par kilowatt et par an, la consommation de charbon

entre 500 et 700 kil. par tonne, les frais de fabrication (en dehors des matières premières) entre 20 et 30 fr., l'usure des électrodes entre 15 et 20 fr. (environ 50 kilogrammes). Il faudra y ajouter les frais généraux (10 à 15 fr.) et l'amortissement de l'usine.

L'aménagement et l'achat des chutes peut coûter, suivant les cas, de 200 à 400 fr. par cheval, et l'installation de l'usine de 100 à 200 fr.

Pour les autres métaux, il est encore possible que le four électrique s'applique au traitement spécial des minerais complexes ; les réactions, y sont plus nettes et plus faciles à régulariser que dans le four ordinaire, et il se prêterait peut-être mieux à certaines séparations : les éléments volatils s'y dégagent facilement. On emploie déjà le four électrique pour la fabrication du blanc de zinc par distillation oxydante, le métal volatilisé allant se condenser dans des chambres de dépôt. On peut régulariser la température de manière à éviter à peu près l'entraînement des autres métaux. Il n'est pas impossible qu'un jour l'électricité soit employée pour la fabrication du zinc métallique, dans laquelle la consommation de combustible est élevée par suite de la nécessité de chauffer en vase clos. Dans l'état actuel, cette industrie est cantonnée dans un petit nombre de districts possédant des bassins houillers ; les minerais y sont souvent expédiés de très loin, et beaucoup de mines se trouvent, par leur situation, inexploitable, de sorte qu'un procédé facilitant le traitement sur place aurait chance de trouver des applications, lors même qu'il serait un peu plus coûteux que la méthode actuelle.

**141. Electrolyse à chaud.** — L'électrolyse par fusion ignée peut s'appliquer théoriquement à tous les métaux et, à l'inverse de la méthode précédente, c'est surtout aux métaux fusibles qu'elle s'applique facilement.

La principale condition du succès, est de constituer une scorie bien fluide et dans laquelle le minerai qu'on voudrait traiter puisse se dissoudre à chaud. Ce sont principalement les chlorures et les fluorures qui se prêtent à ce genre d'opération. Les scories sont constituées par des combinaisons complexes des sels métalliques avec les chlorures alcalins ou avec les fluorures de calcium. En général, on augmente la fusibilité en combinant ensemble plusieurs bases : ainsi, on peut ajouter au chlorure de

sodium une certaine proportion de chlorure de potassium, et même de lithium.

La décomposition du sel métallique développe une certaine force de polarisation,  $\epsilon$  ; plus cette force est faible, plus le métal est facile à séparer : la différence de potentiel,  $E$ , que l'on applique au bain, doit être supérieure à  $\epsilon$ .

Tous les corps pour lesquels la force de décomposition est supérieure à  $E$  resteront dans la scorie, tous les autres s'isoleront à la cathode.

Pour obtenir un métal pur, il faudra donc que le lit de fusion ne contienne aucun corps étranger plus électro-positif que celui qu'on veut extraire, c'est-à-dire aucun élément pour lequel la force  $\epsilon'$  soit inférieure à  $\epsilon$ .

Les corps moins électro-positifs pourront être laissés dans la scorie, mais à condition qu'ils présentent à ce point de vue une différence assez considérable avec le métal extrait. En effet, pour que la séparation se produise, il faut, non seulement que  $\epsilon'$  soit supérieure à  $\epsilon$ , mais encore à la différence de potentiel  $E$ , laquelle doit être plus grande que  $\epsilon$ . Ainsi, dans certains cas, la méthode peut servir à séparer deux métaux dans un minerai complexe, mais le plus souvent on ne peut traiter que des minerais relativement purs.

Les appareils employés se rattachent toujours au même type ; ce sont (fig. 48) des cuves prismatiques où la sole sert de cathode et où l'anode est formée par un cylindre plongeant ; il doit y avoir un certain rapport entre l'intensité du courant et la surface de l'anode, c'est de ce rapport que dépendra la température.

Pour éviter les pertes par volatilisation, il faut maintenir cette température aussi modérée que possible ; son minimum est déterminé par le point de fusion du métal et de la scorie. Il faut aussi qu'au-dessus de l'anode la scorie soit bien fluide afin de réduire la résistance du bain. Il y a donc intérêt à chercher la composition des scories pour laquelle la température de fusion sera la moins élevée au-dessus de celle du métal.

La scorie joue dans ces opérations le rôle de dissolvant et de véhicule : le fluor ou le chlore qui se dégage à l'anode attaque les minerais que l'on y charge et dissout le métal, qui s'électrolyse ensuite. L'opération est continue ; il n'y a qu'à charger avec le minerai un peu de fondants pour réparer les pertes, qui sont très faibles si on ne marche pas à température ou à voltage exagérés.

La quantité de métal produit par seconde peut se calculer (en grammes) en multipliant le nombre d'ampères par l'équivalent électro-chimique, ou l'équivalent chimique divisé par 96.600.

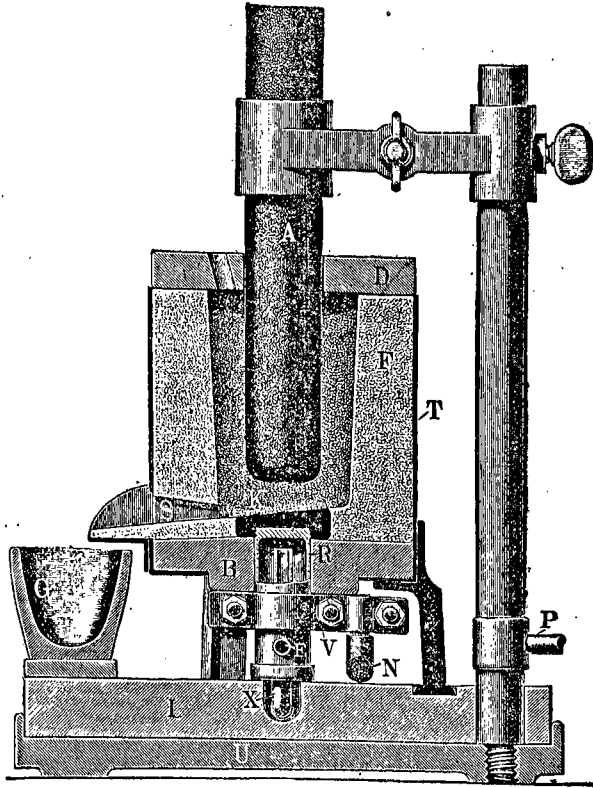


Fig. 48.

Le rapport entre la quantité réellement déposée et la quantité donnée par la formule précédente représente le rendement électrique. Il peut être de 80 à 90 0/0 dans de bonnes conditions.

Le rendement mécanique est donné par le rapport entre l'énergie dépensée et celle qui serait théoriquement nécessaire pour réduire le métal. Cette dernière peut se calculer ; car elle doit équivaloir à la chaleur de formation du sel : si  $e$  est cette chaleur, rapportée à l'équivalent chimique en grammes, on a :

$$\frac{\varepsilon i}{4,2} = e \times \frac{i}{96.600}$$

$\epsilon$  est la force de polarisation théorique : sa valeur réelle est généralement supérieure à la valeur calculée.

$\epsilon i$  sera l'énergie absorbée par la décomposition. Si  $e$  est le voltage aux bornes du four,  $ei$  est l'énergie dépensée. Donc le rendement mécanique est  $\frac{\epsilon}{e}$ .

On a du reste la relation :

$$i = \frac{e - \epsilon}{r} \quad (r \text{ étant la résistance du bain}).$$

Si  $e$  devenait très voisin de  $\epsilon$ , le rendement se rapprocherait de 1, mais  $i$  serait très faible et la production serait presque nulle ; la chaleur développée ne serait plus suffisante pour tenir les scories fondues.

Si  $e$  était très élevé, on produirait beaucoup, mais avec un rendement mécanique très faible, et en dépensant trop d'énergie.

Il faut se tenir entre ces deux extrêmes : on aura intérêt à augmenter  $e$  si la puissance mécanique revient à bon marché.

En pratique, le rendement  $\frac{\epsilon}{e}$  ne dépassera guère 50 à 60 0/0.

Pour améliorer le rendement mécanique, il faut diminuer la résistance du bain, mais pas de manière à augmenter l'intensité sans augmenter trop le voltage. C'est à quoi on arrive en cherchant à former des scories bien liquides et tenant les électrodes rapprochées.

Ce système s'applique surtout à l'extraction de l'aluminium, et à celle des métaux alcalins et du magnésium. On a proposé de l'appliquer au zinc, dont on électrolyserait le chlorure, mais il ne semble pas qu'il puisse être économique quand il s'agit d'un métal réductible dans les fours ordinaires.

**142. Procédés mixtes.** — Le système proposé par M. Gin pour la production du vanadium participe à la fois des conditions des deux types de procédés dont nous venons de parler. L'oxyde vanadique, moulé en mélange avec une forte proportion de charbon, sert d'anode et baigne dans un bain de fluorure de calcium et de fer. La cathode, au fond de l'appareil, est formée par un bain de fer fondu. L'électrolyse du fluorure fondu dégage du fluore ; l'action de ce gaz sur l'oxyde de vanadium facilite la réduction du charbon par l'anode : le métal se dissout à l'état de fluorure, l'électrolyse décompose ce fluorure, et le vanadium se

combine au fer de la cathode. On pourrait appliquer ce système à la fabrication de tous les alliages des métaux réfractaires ; la présence du fer est nécessaire, parce que le vanadium pur ne serait fusible qu'à une température beaucoup plus élevée. Il est donc plus économique de préparer un alliage lorsque le métal est destiné à entrer dans la fabrication de l'acier.

## § 7. — PROCÉDÉS PAR VOIE HUMIDE. — ELECTROLYSE

**143.** — Au point de vue technique, il n'y a guère de remarques générales à faire. Les traitements par voie humide se conduisent comme des opérations chimiques ordinaires. Ils comprennent en général deux phases : 1<sup>o</sup> la dissolution ; 2<sup>o</sup> la précipitation, qui se fait plus souvent par un autre métal plus attaquant. Souvent la dissolution doit être précédée d'un grillage, pour détruire les sulfures.

**144. Conditions économiques.** — L'abaissement du prix de revient est surtout une question de bonne installation mécanique et de manutention. Suivant les cas, il faudra une journée d'homme pour 3 ou 10 tonnes de matières traitées, et les frais de fabrication varieront de 1 à 5 fr. par tonne de minerai.

C'est presque toujours en opérant sur de grandes quantités qu'on pourra réduire les dépenses par une bonne utilisation du travail et par des installations mécaniques perfectionnées.

Les méthodes par voie humide sont faciles à appliquer : elles n'exigent pas des ouvriers habiles, elles dépensent peu de combustible ; et elles procurent parfois une extraction plus complète que les autres, ce qui est un grand avantage pour les métaux précieux. La principale dépense est celle des réactifs : il faut pour que ces méthodes soient économiques, employer des réactifs de peu de valeur, à moins qu'on ne puisse les régénérer.

Le traitement par voie sèche est presque toujours moins coûteux pour les minerais de richesse moyenne. Mais le prix de revient du métal augmente à mesure que le minerai devient plus pauvre, car il faut toujours fondre tout le minerai ; une grande partie des dépenses est donc proportionnelle à la quantité de matières traitées, et prend d'autant plus d'importance que ces matières donnent moins de métal. D'autre part,

les pertes augmentent avec la masse relative des scories. Au contraire, si on traite par voie humide, la consommation de réactifs est proportionnelle à la quantité de métal dissoute, à condition que les gangues soient inattaquables. La richesse du minerai a donc beaucoup moins d'influence sur le prix de revient du métal, aussi ce mode de traitement peut devenir économique pour les minerais pauvres, et s'appliquer à des matières qui, vu leur faible teneur, ne paieraient pas les frais de fusion. Ces méthodes ont encore l'avantage de pouvoir s'appliquer dans tous les pays ; on peut faire le traitement près des mines. même dans les régions dépourvues de combustibles, tandis que, dans ce cas, le traitement par voie sèche occasionne des frais de transport considérables, que les minerais pauvres ne peuvent supporter.

**145. Traitement des minerais de cuivre.** — En dehors des métaux précieux, ce genre de traitement ne s'applique guère qu'aux minerais pauvres de cuivre, et cela parce que ce métal se transforme facilement en sel soluble par grillage sulfatisant ou chlorurant et qu'il est facile à précipiter par le fer. La sulfatation des pyrites se fait même spontanément sous l'action prolongée de l'air et de l'eau ; dans ce cas il n'y a pas de réactif à employer pour la dissolution. Ce serait une méthode idéale, si elle n'exigeait pas un temps très long (plusieurs années), et, par suite, de vastes installations où l'on immobilise un stock formidable.

**146. Procédés Sébillot.** — Pour le traitement des minerais sulfureux, et principalement des minerais cuivreux, M. Sébillot a préconisé une méthode générale consistant à griller les minerais en utilisant les gaz pour produire de l'acide sulfurique, puis à employer ce dernier à la dissolution du cuivre. Il suffirait d'acide assez faible et il n'y aurait pas besoin de grands rendements pour que le minerai fournisse l'acide nécessaire à la dissolution du métal. Il serait donc possible de simplifier beaucoup les installations destinées à la production de l'acide. M. Sébillot pense qu'on pourrait obtenir ce dernier en lançant les gaz avec de la vapeur d'eau dans des appareils chauffés et contenant des matières poreuses, telles que la ponce ou l'oxyde de fer : ce serait une sorte de combinaison du procédé ordinaire et des



procédés de contact, et l'on ferait intervenir à la fois la vapeur d'eau et l'action catalytique pour augmenter le rendement et remplacer le rôle joué par l'acide azotique dans les chambres de plomb.

On a observé que, dans les fours ordinaires, les gaz de grillage contiennent en général une certaine fraction de leur soufre (de 2 à 20 0/0) à l'état d'acide sulfurique ; il suffirait donc d'augmenter cette proportion sans avoir besoin de chercher un rendement considérable. Les résultats pratiques de cette méthode, au point de vue de la production de l'acide, ne sont pas encore bien établis : d'autre part, la fonte pour matte est devenue très peu coûteuse pour tous les minerais qui ne sont pas trop pauvres en soufre, de sorte que les circonstances où la méthode Sébillot offrirait de réels avantages semblent devoir être assez rares.

Toutefois, elle pourrait présenter un certain intérêt pour le traitement des minerais complexes, la dissolution du cuivre et du zinc à l'état de sulfate étant le seul moyen chimique pour les séparer exactement du plomb, dont le sulfate est insoluble.

**147. Extraction des métaux précieux.** — Pour l'or et l'argent, les procédés par voie humide, dont il existe de nombreuses variétés, sont commandés par l'extrême pauvreté du minerai, qui ne contient que des traces de ces métaux. La fusion serait impossible, et on n'arriverait même pas à séparer le métal de la masse de scories où il serait perdu. Le traitement par voie sèche ne devient praticable que si les minerais sont associés à d'autres minerais métalliques qui permettent de concentrer les métaux précieux dans des mattes ou dans du plomb. Dans ce cas, la voie sèche reprend l'avantage, pourvu que le minerai ne soit pas par trop pauvre.

**148. Electrolyse appliquée aux minerais.** — Pour les métaux qui ont une certaine affinité pour l'oxygène, comme le zinc, la précipitation par le fer n'est plus possible, et le seul moyen de les précipiter sous forme métallique serait l'électrolyse.

On peut, en effet, précipiter tous les métaux avec un courant de voltage suffisant, mais, dans ce cas, il faut employer des anodes insolubles, ce qui augmente beaucoup la dépense d'énergie. Ces anodes peuvent être en charbon comprimé, mais elles

se désagrègent assez rapidement; les anodes en platine employées dans les laboratoires seraient trop coûteuses, les anodes en plomb provoquent la polarisation. Il est du reste difficile de régler une opération d'électrolyse lorsque les liqueurs changent de composition, et, jusqu'à présent, les tentatives industrielles faites dans ce sens n'ont jamais été suivies de succès.

Cependant l'électrolyse fournirait une solution théorique très séduisante, car, dans beaucoup de cas, on peut employer des réactifs tels que le dissolvant se régénère pendant la précipitation. Ainsi, dans le cas du zinc, l'électrolyse se fait sur le sulfate de zinc pur, et, pendant que le zinc se précipite, l'acide sulfurique est mis en liberté à l'anode; la dissolution peut servir à indiquer une nouvelle quantité d'oxyde de zinc.

On a proposé des procédés analogues avec régénération du réactif pour du minerai de cuivre; le sulfate de sesquioxycde de fer peut dissoudre le cuivre des sulfures en se réduisant au maximum. Pendant l'électrolyse, il se réoxyde autour de l'anode; mais les composés mis en liberté près de l'anode se mélangent rapidement au reste de la liqueur, si on n'emploie pas des bains divisés en deux compartiments par des cloisons poreuses; or ces cloisons augmentent beaucoup la résistance électrique et sont d'un entretien coûteux.

Pour le zinc, l'électrolyse du sulfate ne coûte guère moins de 250 francs par tonne de métal, ce qui sera en général un prix exagéré, à moins qu'on ne puisse attribuer une très faible valeur au métal dans le sulfate traité.

La seule application courante de l'électrolyse à l'extraction des métaux est peut-être la précipitation de l'or dissous par cyanuration; encore préfère-t-on, dans la plupart des usines, la précipitation par le zinc. Nous verrons au contraire que l'électrolyse est très employée comme moyen d'affinage.

Toutes les formules indiquées plus haut s'appliquent à l'électrolyse des liquides aussi bien qu'à celle des sels fondus.

---

## CHAPITRE IV

### FUSION ET AFFINAGE

---

#### § 1. — FUSION

La fusion des métaux peut se faire de trois manières, en creusets, dans des fours à réverbère, ou dans des fours à cuve, qu'on nomme cubilots.

**149. Fusion au creuset.** — Nous savons déjà que la première manière est la moins économique. Elle n'a qu'un avantage, c'est de préserver entièrement le métal de l'action de l'air et de ne pas altérer sa qualité ; on ne l'emploie que pour les métaux précieux, et dans les fabrications où il faut un métal pur (comme dans les fonderies de bronze, d'acier à outil, de fonte d'art).

Les creusets sont faits en terre mélangée de graphite ; ils peuvent avoir 50 à 60 centimètres de hauteur, 15 à 20 centimètres de diamètre ; l'épaisseur des parois varie de 2 centimètres en haut à 4 centimètres en bas. On y charge 15 à 20 kilogrammes de fonte en petits fragments. On peut employer des creusets plus grands : leur manœuvre exige alors deux ouvriers. Au delà de 50 ou 60 kilogrammes, elle devient difficile.

Ces creusets sont chauffés au coke dans des fours à vent, ou à la houille dans des fours à réverbère à laboratoire très petit. L'opération peut durer deux ou trois heures quand on fond de la fonte ; une heure pour le bronze.

On brûle jusqu'à 250 ou 300 kilogrammes de coke pour 100 kilogrammes de fonte. Le combustible, dans ces conditions, ne donne que de l'oxyde de carbone parce qu'il est entassé sur une grande hauteur. En chauffant les creusets dans des fours à

réverbères à foyers soufflés, on brûle 250 kilogrammes de houille : la combustion y est plus complète, ce qui procure une certaine économie, bien que le chauffage soit moins direct. En les plaçant dans un four Siemens, la consommation se réduit à 180 kilogrammes. Pour la fusion du bronze, la consommation de coke est de 35 à 50 0/0.

Les creusets en plombagine sont plus coûteux que ceux en terre, mais bien plus durables. Ils sont aujourd'hui d'un usage très général. Un creuset en plombagine fait vingt à vingt-cinq fusions pour bronze, tandis qu'un creuset en terre en fait dix ou onze. La fusion au contact du charbon peut altérer certains cuivres ; elle a peu d'action sur les alliages. Il ne semble pas que les creusets en plombagine aient un effet nuisible, du moins on s'en sert dans des fonderies renommées pour la qualité de leurs produits. Cependant, quelques fondeurs préfèrent encore, à ce point de vue, les creusets en terre ; je crois qu'on les emploie souvent pour la fabrication du laiton à cartouches.

Un creuset ne fait guère que six à dix fusions (pour fonte de fer). Suivant la qualité, il peut coûter vingt centimes par kilogramme de contenance. Il y a donc de ce chef une dépense de vingt francs environ par tonne. La main-d'œuvre est également considérable : un ouvrier fondra 500 à 600 kilogrammes de bronze par jour et seulement 200 à 300 kilogrammes de fonte. Dans les fours à réverbère ou dans les Siemens, les creusets résistent mieux.

On diminuera toutes les dépenses en augmentant la capacité des creusets ; ainsi on peut employer, si l'importance de la production le permet, des creusets contenant 50 à 60 kilogrammes.

On ajoute le métal par petites charges, à mesure qu'il fond.

**150. Fours oscillants.** — Dans les fours ordinaires, il faut enlever le creuset avec des pinces pour la coulée, puis le remplacer. Il y a là une perte de temps, une cause de refroidissement et de détériorations.

Ces inconvénients de la fonte en creusets sont supprimés avec les *fours oscillants du système Piat* (fig. 49). Une enveloppe carrée en tôle pouvant osciller sur des tourillons extérieurs, et garnie à l'intérieur de terre réfractaire, porte la grille et contient le creuset qui y est calé et appuyé en haut sur une espèce de déversoir, ou bec de coulée. On coule en faisant basculer tout l'ensemble : le creuset n'est donc jamais déplacé.

Ce four s'emploie tout spécialement pour la fonte du cuivre et de ses alliages. On le surmonte alors d'une rehausse, sorte de pot en terre réfractaire qui remplace le couvercle et qui est percé d'orifices latéraux pour laisser passer la flamme venant du four. Le fond est aussi percé d'un orifice permettant aux matières de tomber dans le creuset. Le métal est placé dans la rehausse ; il se fond au contact des flammes et tombe dans le creuset où il se surchauffe. La fusion de 100 kilogrammes de bronze peut se faire en quinze minutes et la consommation n'excède pas 15 0/0 de bon coke ; avec le cuivre, elle peut aller à 18 ou 20 0/0 (25 0/0 sans la rehausse).

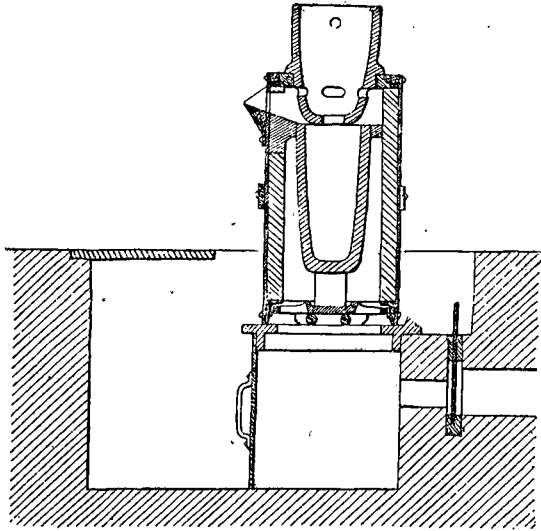


Fig. 49. — Four oscillant du système Piat.

On fait des fours dont la contenance varie de 25 à 500 kilogrammes, ceux de 100 à 150 sont les plus employés. Les fours de 25 kilogrammes peuvent être basculés à bras, les autres doivent être suspendus ou montés sur un bâti équilibré qu'on bascule avec un levier. Le vent est donné au-dessous de la grille par un ventilateur à 12 ou 18 centimètres de pression d'eau.

Pour mettre en train un four neuf, on le sèche, le creuset étant en place, par un feu de charbon de bois avec le tirage que produit la hauteur seule du four. Quand on a maintenu pendant un certain temps la température au rouge cerise faible, on peut donner le vent peu à peu, et augmenter la dose de coke jusqu'à

ce qu'il fasse la totalité de la charge. On fera de même le rallumage d'un four sec, mais on pourra donner le vent presque tout de suite. Les creusets de plombagine bien séchés et étuvés peuvent être chargés dans le four chaud, lorsqu'on veut les remplacer. Les creusets en terre réfractaire demandent plus de ménagement, il faut les chauffer progressivement avec un tirage faible ; quand on les emploie dans le four Piat, on place le four avec le creuset sur un orifice communiquant avec une cheminée, on le remplit de coke, on ajoute au-dessus un peu de charbon de bois incandescent et on laisse le feu gagner peu à peu de haut en bas ; quand le four est bien rouge, on l'enlève pour le placer sur la conduite soufflante.

Les fours Piat ne donnent pas assez de température pour la fusion des métaux réfractaires, ce qui tient sans doute au refroidissement par les parois et au peu d'espace qui reste libre pour loger le coke ; il est probable qu'en élargissant le four et soufflant au besoin à plus haute pression, on arriverait aux mêmes températures que dans un four fixe.

Les métaux fusibles (plomb, étain, zinc) sont souvent fondus à feu nu dans des chaudières en fonte (fig. 50).

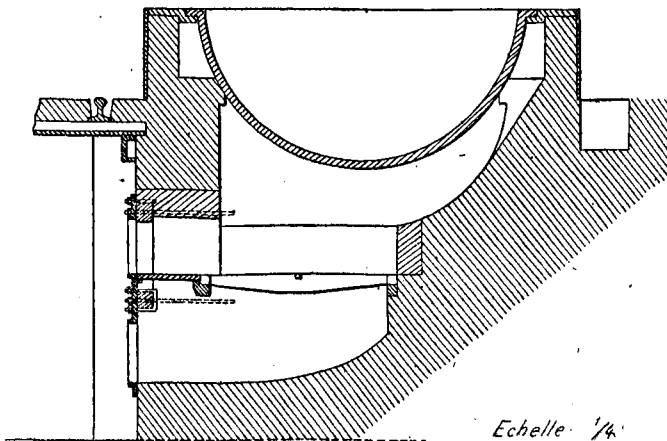


Fig. 50. — Chaudière de désargement du plomb.

**151. Fusion au réverbère.** — Le four à réverbère permet d'opérer sur de grandes masses. Il utilise mal la chaleur, et il expose les métaux à une action oxydante. On l'emploie, soit

pour les métaux très fusibles, parce que la dépense de combustible est alors insignifiante, soit dans les cas où l'on veut un produit très pur, et où, par suite, on trouve intérêt à éviter absolument le contact du combustible et même à provoquer un commencement d'affinage.

Les fours de fusion n'ont en général qu'une seule porte ; la sole présente la forme d'un bassin avec une pente vers un trou de coulée. Sa longueur dépasse rarement 2 m. 50 à 3 mètres et sa largeur maxima 1 m. 50 ; celle-ci se réduit à 1 mètre, ou même à 0 m. 60, près du rampant. Le rapport entre la surface de la sole et celle de la grille est variable suivant la fusibilité du métal. Voici les valeurs qu'il peut prendre dans différents cas :

Fusion de l'acier (1400°).	. . .	0,80 à 1,20
» de la fonte (1200°)	. . .	2,50 à 3
» du cuivre (1000°).	. . .	4
» du zinc (420°).	. . .	6
» du plomb (330°)	. . .	10

L'épaisseur du bain métallique doit être d'autant plus faible que le métal est moins fusible, parce que le contact de la sole refroidit les couches inférieures. Elle ne dépasse pas, en général, 15 à 20 centimètres.

Pour la fusion des métaux, comme pour celle des minerais, le four à réverbère peut être rendu beaucoup plus économique si on l'agrandit et qu'on active sa marche. Ainsi, les fours à raffiner le cuivre ne recevaient jadis que des charges de 10 à 15 tonnes et consommaient 30 0/0 charbon : aujourd'hui, on construit en Amérique des fours dont la charge dépasse 50 tonnes ; et où la dépense de charbon descend au-dessous de 15 0/0. Cette charge peut être fondue et coulée en quatre heures quand on passe du cuivre pur et qu'il n'y a que la fusion à opérer.

Ces résultats n'ont pu être obtenus que par l'emploi de machines à couler, car ce qui allongeait beaucoup l'opération c'était le travail pénible et lent de couler le métal par portions dans de petits moules.

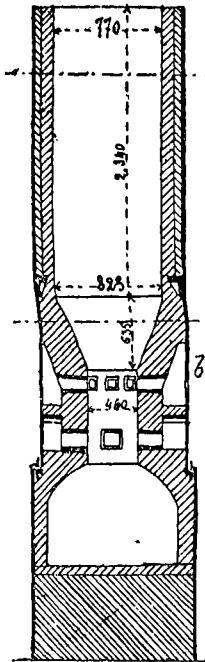
Pour la fonte du fer, la consommation varie de 50 à 100 0/0, suivant que le travail est plus ou moins continu. Dans les fours Siémens ou Ponsard, elle peut descendre à 20 0/0.

On peut placer, à la suite des fours de fusion, une seconde sole où les flammes perdues servent à échauffer le métal jusqu'à

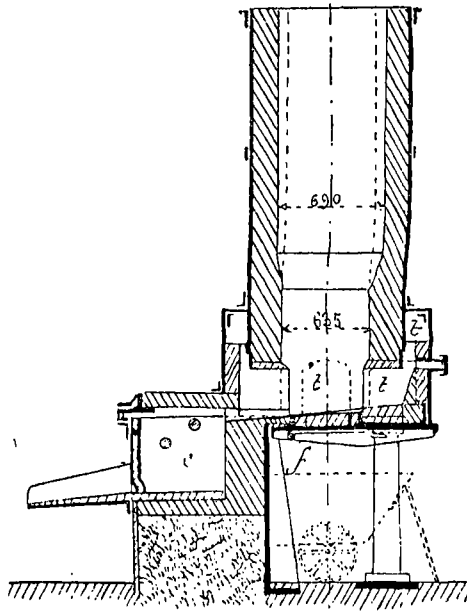
une température inférieure à celle de la fusion. Le métal arrivera alors déjà chaud sur la première sole, l'opération sera plus rapide et on réalisera une certaine économie de combustible et de main-d'œuvre.

La fusion au réverbère s'accompagne presque toujours d'une oxydation partielle et d'un déchet sensible. Lorsqu'il y a intérêt à l'éviter, il vaut mieux employer des fours à gaz.

Le four à réverbère ordinaire ne peut pas réaliser d'une manière courante la température nécessaire à la fusion de l'acier : on ne l'obtient qu'au four Siemens.



a. Cubilot ordinaire.



b. Cubilot Krigar.

Fig. 51.

**152. Cubilot.** — Le cubilot (fig. 51) est l'appareil le plus économique, quand on peut l'employer. Le métal y est toujours un peu altéré : il y perd en partie les éléments étrangers les plus oxydables, tels que le silicium, le soufre ; il peut au contraire s'enrichir en carbone. Le combustible doit être autant que possible transformé en acide carbonique : aussi les cubilots portent-ils souvent deux rangées de tuyères, mais cette disposition ne paraît pas produire de très bons effets. Avec le coke, on



arrive facilement à transformer en acide carbonique la moitié au moins du carbone ; avec le charbon de bois, il se produit beaucoup plus d'oxyde de carbone, il faut employer des fours plus grands et une marche plus lente.

La marche des cubilots de fusion est très différente de celle des fours à cuve : on cherche à y produire le plus d'acide carbonique possible. Pour cela, il faut marcher avec de l'air à faible pression et du coke dense : les tuyères sont nombreuses, larges, souvent disposées sur plusieurs rangs. La pression ne dépasse guère 2 à 3 centimètres de mercure, la hauteur 3 à 4 mètres, le diamètre aux tuyères 0 m. 80 à 0 m. 90 ; la cuve est prismatique et un peu plus large (1 mètre à 1 m. 30). On peut fondre jusqu'à 10 tonnes à l'heure par mètre carré de section.

On arrive à produire des gaz où il y a plus d'acide carbonique que d'oxyde de carbone : la proportion de ce dernier gaz descend souvent au-dessous de 5 0/0, et quelquefois à zéro. La consommation moyenne de combustible est de 6 à 10 0/0 par tonne de fonte.

Les cubilots pour la fonte du cuivre ou du bronze sont en général plus petits.

**153. Utilisation de la chaleur.** — La fusion est l'opération qui permet le mieux d'étudier le rendement calorifique d'un four. En effet, elle ne donne lieu à aucune réaction chimique importante. Ainsi, il n'y a pas d'autre source de chaleur que la combustion du charbon. D'ailleurs, la chaleur absorbée est celle que possède le métal au moment de sortir du four ; on peut la déterminer assez exactement avec le calorimètre.

D'après Grüner, le rendement thermique ou rapport entre la chaleur utilisée et la chaleur totale que donne le combustible au calorimètre serait :

Pour les creusets chauffés dans des fours à vent : moins de 2 0/0 ;

Pour les creusets chauffés au four Siémens : 3 à 4 0/0 ;

Dans les réverbères ordinaires : 8 0/0 ;

Dans les fours à gaz à régénérateurs : 20 0/0 ;

Dans les petits cubilots anciens : 20 0/0 ;

Dans les grands cubilots modernes : 58 0/0.

**154. Fusion électrique.** — On peut employer l'électricité pour la fusion des métaux réfractaires : ce procédé peut même présenter des avantages pour la fusion de l'acier, surtout en petites quantités, car la fusion au creuset est très coûteuse : la fusion au four Siemens n'est pratique que pour de fortes productions, et la fusion électrique, si on a la puissance à bon marché, ne coûtera pas beaucoup plus à cause du rendement supérieur du four.

On peut fondre les métaux dans des fours à arc ordinaires ou dans des fours à une seule électrode, où l'arc jaillit entre une anode en charbon plongeante et le bain métallique formant cathode.

**155. Fours à résistance.** — M. Gin a proposé pour l'affinage de l'acier un four où le chauffage se fait directement par résistance. La difficulté est que la grande conductibilité du

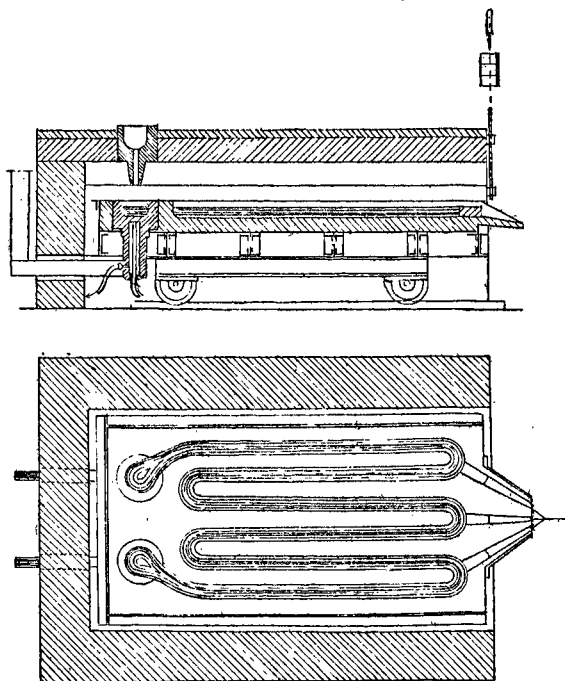


Fig. 52. — Four à résistance

métal force à employer de très faibles voltages avec de très grandes intensités, ce qui nécessite des transformateurs.

Pour augmenter la résistance du bain, M. Gin constitue le four par une sorte de rigole sinueuse creusée à la surface d'un bloc réfractaire (fig. 52). Le courant est amené par des blocs d'acier creux et refroidis, ce qui évite l'emploi d'électrodes en charbon coûteuses et sujettes à s'user.

**156. Fours à courants induits.** — Un autre four sans électrodes est en essai à Gyssing (Suède) et donne, dit-on, de bons résultats. Il utilise les courants d'induction. Le laboratoire a la forme d'une rigole annulaire creusée dans un bloc réfractaire. Dans le vide réservé au centre du bloc se trouve un puissant solénoïde, enveloppant un des côtés d'un grand cadre en fer qui ferme le circuit magnétique (fig. 53). En y faisant passer un courant alternatif, on développe dans le métal qui remplit la rigole des courants induits suffisants pour l'échauffer à très haute température.

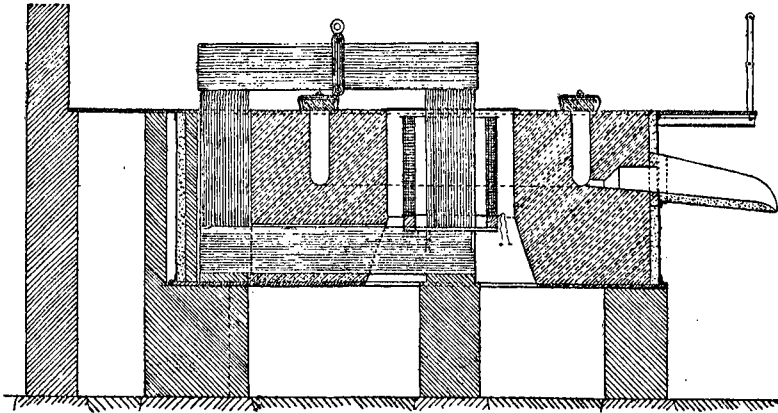


Fig. 53. — Four à courants induits.

Il faut, dit-on, environ 1.200 kilowatts-heure pour la fusion et l'affinage d'une tonne d'acier.

Ce système est très séduisant et d'un maniement très commode. Toutefois le four Gin devrait donner un meilleur rendement.

**157. Liquation.** — La *liquation* est une fusion partielle. Elle s'applique aux alliages dont on veut séparer un métal plus fusible que les autres : le cas se présente surtout pour les alliages

plombeux. On les chauffe progressivement, après les avoir placés sur une surface inclinée, jusqu'à ce que le plomb se mette à couler. L'alliage reste sous forme de carcasse solide,

On peut se servir d'un four à réverbère à sole inclinée vers la porte ; parfois aussi on fait la liquation dans des bassines en fonte, chauffées en-dessous par des carnaux où circulent des flammes : on laisse le métal fondu dans la bassine et on enlève l'alliage solide avec une sorte d'écumoire. Le mode de chauffage a ici peu d'intérêt, parce que la température est basse.

**158. Distillation.** — La distillation peut servir à séparer les métaux volatils, comme le zinc ou le mercure, de leurs alliages. Pour cela, on les chauffe dans des vases clos, communiquant avec des récipients refroidis par lesquels se dégagent les vapeurs. La difficulté principale, dans cette opération, est de bien condenser les vapeurs. Il faut que les réfrigérants aient une étendue et une surface suffisante pour que leur extrémité ne s'échauffe pas ; le chauffage doit être conduit progressivement, de manière que les vapeurs ne traversent pas trop vite les appareils de condensation, et qu'on obtienne à la fin température assez élevée.

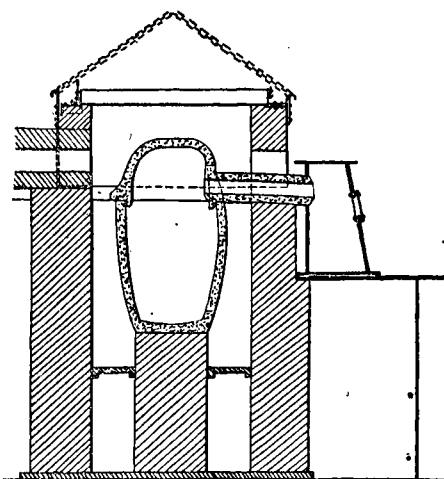


Fig. 54. — Four de distillation du zinc.

pour que la distillation soit complète. Enfin, il faut autant que possible maintenir, dans toutes les parties de l'appareil, une pression telle que les vapeurs ne tendent pas à sortir par les joints.

## § 2. — AFFINAGE

**159. Principes de l'affinage par fusion.** — Les principaux métaux usuels, le fer, le cuivre, le plomb, peuvent s'affiner par fusion oxydante au contact de l'air. Dans ces conditions, les matières étrangères s'éliminent de plusieurs manières différentes.

*1<sup>o</sup> Oxydation.* — Sous l'action de l'air à chaud, tous les corps tendent à s'oxyder. Cette action se porte d'abord sur ceux qui sont plus oxydables que le métal principal ; c'est le cas de tous les métalloïdes et d'un certain nombre de métaux, comme l'antimoine par rapport au plomb, le zinc et le fer par rapport au plomb et au cuivre, etc. Le carbone et le soufre s'échappent à l'état de gaz CO ou SO<sup>2</sup> ; les autres métalloïdes et les métaux passent dans les scories qui se rassemblent à la surface du bain ; l'arsenic et l'antimoine peuvent aussi se volatiliser en partie, et même le zinc quand la température est très élevée.

L'oxydation se fait surtout d'une manière indirecte, par l'intermédiaire des scories : l'action de l'air se porte d'abord sur le métal principal, qui est en grande masse. L'oxyde qui se forme ainsi à la surface se mélange aux couches inférieures, si on brasse le bain, et réagit à son tour sur les métalloïdes et les métaux capables de lui enlever son oxygène : ces corps le réduisent en s'oxydant à leur tour, et dans un certain ordre. Il se forme donc, à la surface, des oxydes complexes, dont la composition varie avec le degré d'avancement de l'opération, mais qui contiennent toujours une certaine proportion du métal principal. Ces oxydes passent en partie à l'état de silicates, soit parce que le métal contient du silicium qui s'élimine à l'état de silice, soit parce que les parois ou la sole du four s'attaquent un peu.

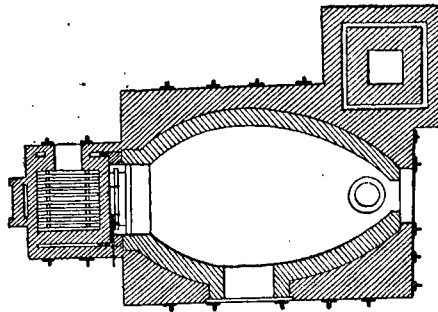
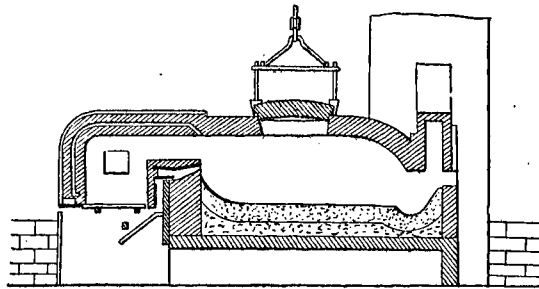
Le départ de certains corps donnant des composés volatils s'annonce par des phénomènes spéciaux ; ainsi le carbone produit des flammes d'oxyde de carbone et souvent un bouillonnement ; le soufre donne une odeur d'acide sulfureux et une ébullition parfois accompagnée de projections (pluie de soufre). Les oxydes métalliques communiquent aux scories des couleurs caractéristiques et, à mesure que l'opération avance, la cassure des scories ressemble de plus en plus à celle de l'oxyde ou du métal pur.

*2<sup>o</sup> Liquation.* — Outre ces séparations chimiques, on peut uti-

liser parfois des séparations physiques par liquation. Une fois le bain bien fondu, les métaux les plus lourds se réunissent au fond du bain. C'est ainsi que, dans la fusion du zinc brut, il se rassemble au fond un alliage riche en fer et en plomb. En laissant de côté le fond, on éliminera une partie de ces métaux.

**160. Raffinage.** — L'affinage ne peut se faire sans oxyder une partie du métal principal. L'oxyde formé ne reste pas tout entier sous forme de scories à la surface ; une petite partie se dissout ou s'émulsionne, en quelque sorte, dans le bain et altère les propriétés du métal. Ainsi quand l'affinage est terminé, le métal, débarrassé des autres matières étrangères, retient un

Coupe longitudinale.



Coupe horizontale.

Fig. 55. -- Four d'affinage.

peu d'oxygène qu'il faut lui enlever. Cette dernière partie de l'opération s'appelle le *raffinage*. On réduit l'oxyde par l'action du carbone en projetant du poussier de charbon pur sur le bain et en brassant. Parfois on peut utiliser l'action d'un autre métal plus oxydable ; ainsi, on régénère le fer oxydé par l'action du

manganèse, qui déplace le fer et lui prend son oxygène on emploie aussi le silicium ou l'aluminium.

L'affinage se faisait autrefois au bas foyer. Mais cet appareil, qui utilise très mal la chaleur, est abandonné, sauf dans des cas tout à fait spéciaux. On emploie presque toujours le four à réverbère, qui est tout indiqué puisqu'il s'agit d'une fusion oxydante. Il peut être chauffé par un foyer ordinaire ou au gaz. On emploie le système Siemens quand il faut une température exceptionnelle, comme pour la fonte de fer, ou quand on veut utiliser des combustibles inférieurs.

**161. Conduite du travail.** — Pour l'affinage du cuivre brut, qui peut être pris comme type, on charge sur la sole le métal en saumons, qu'on dispose de manière à laisser un passage aux flammes. Puis on chauffe le four avec la porte fermée pour fondre rapidement. Quand la fusion est complète, on ouvre la porte et on décrasse le bain, puis on maintient le four chaud, en cherchant à ne pas dépasser la température nécessaire pour produire l'oxydation des corps à éliminer. Il faut éviter un excès de chaleur qui provoquerait des pertes par volatilisation. On écume les scories à mesure qu'elles se forment, et on brasse plus ou moins activement, suivant que la réaction des scories sur les métaux est plus ou moins utile. Quelquefois on agite le bain avec des perches de bois, qui, en se décomposant, dégagent des gaz et produit un bouillonnement dans toute la masse ; c'est ce qu'on appelle le perchage, ou *poling*.

On examine la couleur et l'aspect des scories. On peut aussi prendre des éprouvettes du métal ; pour cela on en puise un peu avec une sorte de cuiller à long manche, on verse dans une lingotière allongée, et on casse la barre. Quand on voit que le métal est assez pur, on procède au raffinage en projetant un peu de charbon à la surface du bain et brassant à nouveau. Le perchage convient bien à ce moment, parce que le bois dégagent des gaz réducteurs ; si on veut faire réagir sur l'oxyde un autre métal, on l'introduit sous forme d'alliage fondu. Le raffinage terminé, on coule le métal dans des lingotières ; on laisse de côté, s'il y a lieu, le fond du bassin, qu'on coule à part, ou encore on coule le métal dans des lingotières portant au fond un creux où se rassemblent les parties lourdes : ce lingot démoulé porte ainsi un tenon, formé d'un alliage impur, que l'on casse.

Cette description générale s'applique à l'affinage de presque tous les métaux fusibles. L'affinage de la fonte de fer donne un métal fixe à la température des fours ordinaires, et présente des particularités que nous ne pouvons étudier maintenant : il se rapproche des conditions ordinaires quand on le fait dans les fours Siemens, de manière à obtenir un produit fondu.

**162. Frais.** — La durée de l'affinage est très variable avec l'impureté du métal. La consommation du combustible dépend à la fois de la durée de l'opération et de la fusibilité du métal. Les frais de combustible et de main-d'œuvre ne peuvent être réduits qu'en hâtant l'opération et en augmentant les dimensions des fours.

Le déchet est un des éléments qui influent sur le prix de revient : il est inévitable, et d'autant plus fort que le métal est plus impur et l'opération plus longue. On le réduit au minimum en apportant beaucoup de soin à toutes les parties du travail et en évitant toutes les causes qui prolongent l'opération inutilement ; lorsque les scories sont pâteuses, une partie de la perte provient des grenailles de métal qu'elles empâtent.

**163. Action de la sole.** — La nature de la sole a une grande influence sur la marche de l'affinage. Les soles à parois siliceuses ou argileuses sont rongées par presque tous les oxydes métalliques ; elles rendent les scories plus acides et augmentent le déchet par scorification du métal : de plus elles retardent l'affinage, car les scories sont d'autant moins oxydantes qu'elles sont plus siliceuses. Elles empêchent même l'élimination de certains corps qui ne peuvent être retenus que par des scories basiques : tel est le cas du phosphore, qui est une des principales impuretés du fer.

Malgré ces inconvénients, les soles siliceuses ont été longtemps employées, sauf quelques exceptions, à cause de la difficulté d'obtenir des soles basiques résistantes et réfractaires. Aujourd'hui les soles basiques sont très employées pour l'affinage de la fonte de fer, et leur usage s'étendra probablement à l'affinage du cuivre. Pour les métaux fusibles, on peut aussi employer des soles en fonte refroidie à l'extérieur.

On peut hâter l'oxydation des métaux en les soumettant à l'action d'un courant d'air forcé. On dispose parfois sur le côté des



fours d'affinage des tuyères plongeantes, qui envoient un jet d'air rasant le bain. On opère toujours ainsi pour la désargenta-tion du plomb, par coupellation, où il faut oxyder la presque totalité du métal pour le séparer de l'argent.

**164. Affinage du fer.** — Dans les anciens procédés d'affinage de la fonte de fer, le métal, étant infusible, se séparait à l'état de grumeaux qu'on réunissait en loupes, et on exprimait par martelage les scories liquides dont les loupes étaient imprégnées.

**165. Procédé Martin.** — Par l'emploi du four Siemens, on arrive à maintenir le métal fondu, et l'affinage par le procédé Martin reproduit exactement les phases successives caractéristiques de l'affinage du cuivre. Il y a d'abord fusion, puis scorification du silicium et combustion du carbone ; enfin, on dépasse le point d'affinage complet et on corrige par un réactif, qui réduit l'oxyde de fer et restitue, en même temps, la dose de carbone nécessaire pour la nuance d'acier qu'on veut produire. Ce sont en général des alliages riches en manganèse qui jouent ce rôle ; on emploie aussi le ferro-silicium et l'aluminium : ce dernier est le réactif qui évite le mieux les soufflés.

L'atmosphère est très peu oxydante dans les fours Siemens : aussi serait-il trop long d'affiner directement la fonte seule. On y mélange une forte proportion de riblons de fer, qui, en se refondant dans le bain, diminuent la teneur moyenne en carbone ; ou bien on ajoute des matières oxydantes, scories ou minerais de fer pur.

**166. Fours à voûte ou sole mobile.** — On donne, parfois, aux fours d'affinage des formes spéciales pour faciliter le chargement ou la réparation de la sole. Ainsi, dans le four de coupellation allemand (fig. 56), toute la voûte est mobile et peut s'enlever ; dans le four anglais (fig. 57), c'est au contraire la sole qui est portée sur un chariot et peut se retirer de côté pour permettre un remplacement rapide.

On a essayé des dispositifs analogues dans les fours Martin : ils ont été généralement abandonnés. La moindre rentrée d'air par les joints abaisse la température, qui doit être très élevée. La forme ronde provoque aussi une différence de température

entre le centre et les deux segments latéraux, que les flammes traversent moins directement.

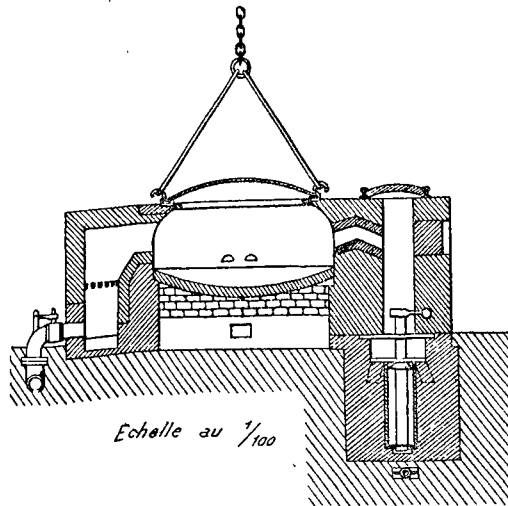


Fig. 56. — Four de coupellation allemand.

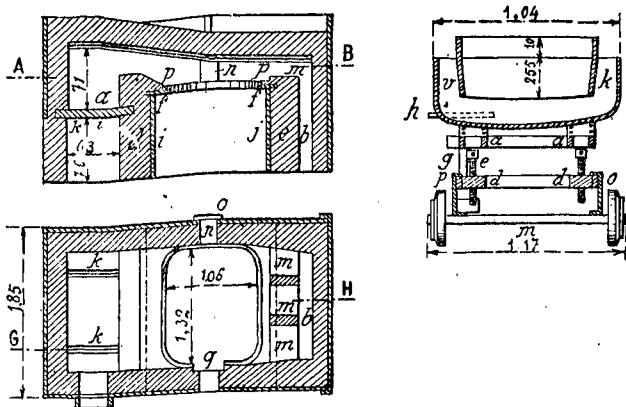


Fig. 57. — Four de coupellation anglais.

**167. Fours oscillants.** — Une modification plus heureuse, c'est l'emploi des fours oscillants (fig. 58), qui est devenu général en Amérique. Il facilite beaucoup la coulée ; la décantation des scories y est presque indispensable si on veut pratiquer des coulées partielles et laisser une partie du métal dans le four.

**168. Fours à marche semi-continue.** — Tout procédé de

nature à éviter le refroidissement d'un four permettra, en général, d'augmenter sa production et d'économiser du combustible.

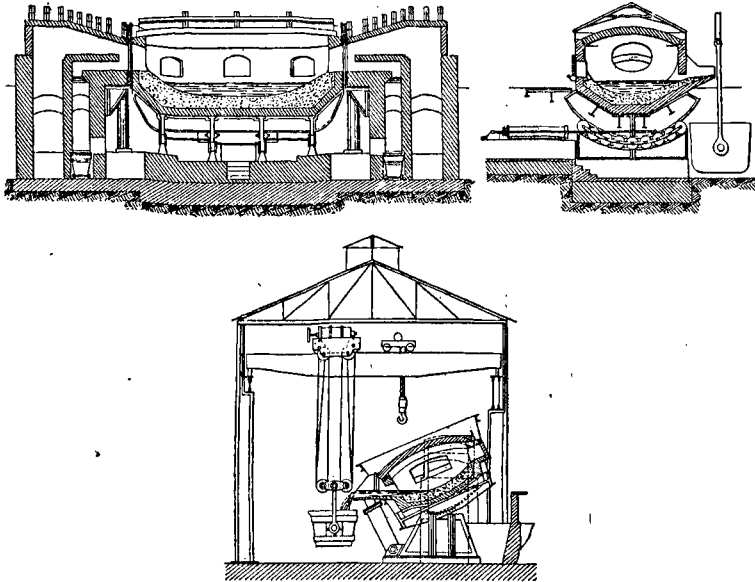


Fig. 58. — Four oscillant de Campbell.

C'est à ce principe que peuvent se rattacher les deux perfectionnements récents du procédé Martin. Le système Talbot, très employé aujourd'hui en Amérique, se rattache au même ordre d'idées que les conduites des grands fours modernes de fonte pour mattes. On évite le refroidissement en ne soutirant, à chaque opération, qu'une partie de la charge ; une fraction du métal fondu et des scories de l'opération précédente reste dans le four : ces dernières agissent comme oxydants sur la fonte fondue que l'on charge pour l'opération suivante. Le four ainsi conduit n'est plus un appareil discontinu, mais un appareil continu à allure périodique, et il se maintient presque à température constante. Ce procédé n'est guère pratique que dans les fours oscillants et lorsque l'on opère sur des charges considérables.

Le procédé Bertrand Thiel a été essayé en Europe ; il consiste à employer deux fours, l'un servant à la première période d'oxydation, et l'autre à la seconde période d'achèvement, de l'affinage et du surchauffage du métal : le fer fondu à demi

affiné est transvasé du premier four dans le second. Les avantages de cette méthode sont contestés : si elle peut donner une certaine économie de combustible et activer les opérations, c'est sans doute parce que le second four se trouve soustrait aux causes de refroidissement et reste tout le temps presque à la température maxima nécessaire pour la fin de l'opération. On comprend que les deux fours accouplés puissent, ainsi, atteindre une production supérieure à celle de deux fours qui marcheraient à la manière ordinaire, et qui subiraient un refroidissement sensible à chaque intervalle entre deux opérations.

**169. Affinage pneumatique.** — Le traitement pneumatique par injection d'air soufflé à la base du bain a été inventé par Bessemer pour la fonte de fer, et ce n'est que longtemps après qu'on l'a appliqué aux mattes de fer.

Cette opération hardie, qui semblait impossible au début, est devenue d'une pratique courante quand on en a bien connu les conditions essentielles.

La principale est d'employer une fonte de qualité convenable, car de là dépendra toute la marche de l'opération. C'est le silicium qui joue le rôle d'agent de chauffage : il s'oxyde le premier, et le carbone ne s'allume que quand la combustion du silicium a surélevé la température à un degré déterminé. On peut à la rigueur suppléer à un manque de chaleur en projetant du ferro-silicium dans la cornue ou corriger une opération trop froide en ajoutant des riblons.

Le manganèse a aussi son utilité pour modérer l'oxydation. Celle-ci est très vive, et l'oxyde de fer étant répandu dans toute la masse, le raffinage prend une importance capitale. Les essais de Bessemer n'avaient donné que de mauvais résultats, jusqu'au moment où on a introduit l'emploi du manganèse comme agent de raffinage.

L'augmentation de puissance des souffleries a facilité beaucoup la réussite, en permettant d'activer la marche ; aujourd'hui, avec des compresseurs à deux atmosphères, on peut affiner plus de 10 tonnes en 10 minutes.

Enfin, les dispositions mécaniques pour l'enlèvement des produits, le remplacement des appareils usés, etc., ont une grande influence sur la production de l'atelier et sur sa bonne marche, car il est essentiel d'abrégier les interruptions, pendant les-

quelles les convertisseurs se refroidissent. Au début, on considérait comme un bon résultat de faire 30 opérations par jour dans un atelier de deux cornues : aujourd'hui, on en fait couramment plus de 100.

Les dépenses d'affinage au Bessemer sont à peu près les  $\frac{2}{3}$  des dépenses au four Martin (20 à 30 francs par tonne dans le premier cas, 30 à 50 francs dans le second). Mais il est peut-être plus difficile de fabriquer les qualités d'acier supérieures, et on ne peut pas traiter toutes les qualités de fonte.

On emploie encore quelquefois la vapeur d'eau. Quand on insuffle de la vapeur au fond d'un bain métallique chauffé au rouge, le fer et le zinc s'oxydent en décomposant l'eau : les autres métaux usuels ne sont pas attaqués.

**170. Affinage au creuset.** — Les métaux précieux, comme l'or et l'argent, les métaux un peu volatils, comme l'antimoine, s'affinent parfois au creuset, sous une couche de matières fondues, par exemple de sels alcalins ; l'oxygène est alors fourni par des réactifs solides, comme le bioxyde de manganèse, les azotates de potasse ou de soude.

Les creusets sont chauffés dans des fours à banquette.

La consommation de combustible est considérable ; de plus les réactifs et les fondants employés sont assez chers. Ce procédé a l'avantage de supprimer les pertes par volatilisation, parce que le bain n'est pas chauffé à l'air libre, mais il est trop dispendieux pour s'appliquer aux métaux ordinaires.

### § 3. — AFFINAGE PAR ÉLECTROLYSE

**171. Affinage par voie humide.** — Certains alliages peuvent être affinés par dissolution et précipitations successives, ou par dissolution partielle au moyen de réactifs convenables ; tel est le cas des alliages de l'or et de l'argent entre eux ou avec le cuivre, de ceux du cuivre et du nickel, des masses plombo-cuivreuses.

Ce sont des procédés spéciaux, qu'il n'y a pas lieu d'étudier ici. Nous ne parlerons que des procédés électrolytiques, qui constituent une méthode générale, et qui prennent une importance croissante dans l'industrie.

**172. Principe de l'affinage électrolytique.** — Les procédés électrolytiques peuvent être appliqués à l'affinage des métaux : l'anode est alors formée par le métal brut, la cathode par le même métal pur, le bain par un sel du même métal.

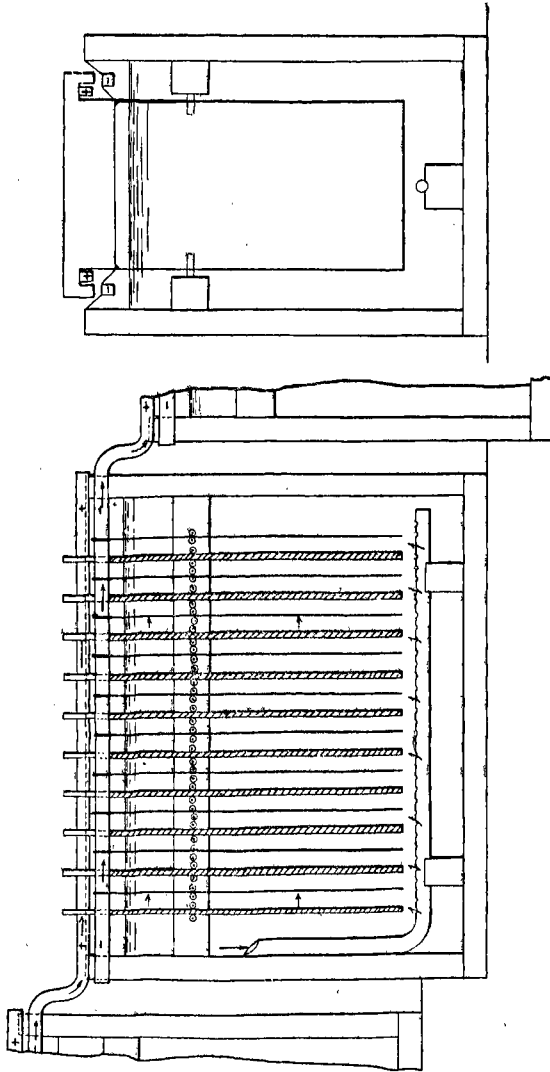


Fig. 59. — Bac d'électrolyse avec plaques réunies en quantité.

A mesure que celui-ci se dépose sur la cathode, l'anode se dissout par l'action de l'acide mis en liberté. Le bain ne sert donc que de véhicule ; il n'y a pas de décomposition chimique réelle, il n'y a que déplacement du métal.

Pendant le transport, le métal se purifie ; les corps non attaquables par l'acide ne se dissolvent pas à l'anode, mais tombent en boue au fond des bacs ; ceux qui sont très attaquables se dissolvent, mais forment des sels plus stables que ceux du métal traité, et ne se précipitent pas à la cathode, à condition que le voltage ne dépasse pas une certaine limite.

On peut ainsi affiner le cuivre dans un bain de sulfate acide ; les impuretés comme le plomb et l'argent ne se dissolvent pas, et tombent au fond des bacs ; le fer se dissout, mais ne se dépose pas ; l'arsenic, l'étain, l'antimoine restent, partie dans les boues, partie dans l'électrolyte.

L'affinage électrique donne des produits très purs, et permet l'extraction très complète de l'or et de l'argent, qui sont insolubles dans les bains employés. On peut ainsi retirer ces métaux précieux de produits pauvres, dont la désargentation par voie sèche serait difficile.

Toutes ces opérations exigent des soins minutieux. La composition du bain, l'intensité et la force du courant doivent être bien uniformes et étudiées de manière à éviter toute réaction nuisible. Les surfaces des plaques, les parois des bacs doivent être bien lisses et bien propres, sinon il se forme des dépôts locaux qui grandissent trop rapidement, et réunissent bientôt les électrodes, de sorte que le courant ne passe plus par le bain.

Pour avoir un métal pur, il faut que le liquide conserve la même composition ; s'il devient trop riche en matières étrangères, celles-ci se précipitent en partie sur la cathode : il faut donc assurer la circulation et la régénération des bains.

**173. Loi des courants.** — Les bains qui servent à la précipitation comprennent toujours un grand nombre d'électrodes disposées en quantité, c'est-à-dire que toutes les anodes sont réunies à un conducteur, et toutes les cathodes à l'autre (fig. 59) ; le courant les traverse donc toutes à la fois : elles se comportent comme deux électrodes uniques qui auraient une surface égale à la somme des surfaces des anodes. Les différents bains peuvent être couplés en tension ou en quantité : dans ce dernier cas, ils se comportent comme un bain unique plus grand. Quand ils sont en tension, c'est-à-dire quand les cathodes de l'un communiquent avec les anodes de l'autre, le courant les traverse successivement : leurs résistances s'ajoutent, ainsi que

les forces électromotrices résistantes qui se développent dans chacun d'eux. Ainsi, si nous considérons  $n$  bains en tension, ayant chacun une résistance  $r$ , et où s'opère une décomposition qui exige une force électromotrice  $\varepsilon$ , si  $r'$  est la résistance de la machine et des conducteurs,  $E$  la force électromotrice de la machine, on aura :

$$I = \frac{E - n\varepsilon}{nr + r'};$$

avec les mêmes bains en quantité, on aurait :

$$I = \frac{E - \varepsilon}{r + r'}.$$

Parfois, dans le même bac, les électrodes sont placées en tension, c'est-à-dire que le courant traverse tout le bain : deux plaques adossées et réunies font fonction d'anode du côté par où sort le courant, de cathode de l'autre (fig. 60).

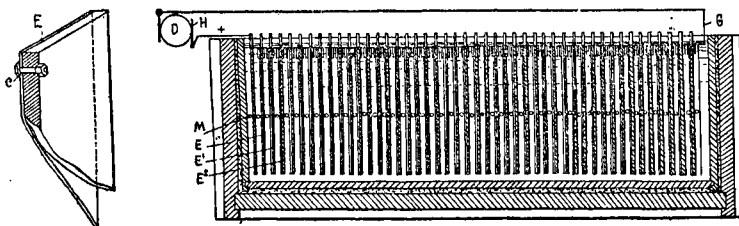


Fig. 60. — Bac d'électrolyse en série.

Théoriquement, il n'y a pas de force de polarisation dans les bains à anodes solubles, car les réactions inverses se compensent : en pratique, il y a toujours une polarisation, mais elle est faible, et  $\varepsilon$  se mesure par fraction de volts. — Si  $n$  est le nombre des bains en tension, on a :

$$i = \frac{E - n\varepsilon}{R}.$$

Le poids déposé dans chaque bain sera proportionnel à  $i$ , et le poids total à  $n \left( \frac{E - n\varepsilon}{R} \right)$ . L'énergie utilisée sera  $n\varepsilon i$ . Le rendement mécanique sera proportionnel à  $\frac{n\varepsilon}{E}$  ; mais, plus on augmentera ce rendement, plus la production de métal diminuera, avec la quantité  $E - n\varepsilon$ . A la limite, si  $n\varepsilon = E$ , tout le travail



serait utilisé, mais la production serait nulle. Si on suppose  $E$  constant, l'énergie réellement utilisée serait maxima pour  $n\varepsilon = \frac{E}{2}$  : le rendement serait alors de 50 0/0.

D'autre part, pour que la machine électrique développe un travail donné, il faut que le moteur qui l'actionne en développe un supérieur : le rendement de la machine peut varier, suivant les conditions de marche et d'entretien, de 70 à 90 0/0.

En combinant ces divers coefficients, on arrivera à peu près au rendement pratique total de 35 0/0, au plus.

**174. Conditions de marche.** — Une machine peut donner une force électromotrice qui augmente avec la vitesse, mais non proportionnellement à celle-ci. Pour tirer de la machine le meilleur parti possible, il y a avantage à pousser la vitesse jusqu'à la limite au delà de laquelle la machine en souffrirait, et par conséquent à porter  $E$  à son maximum.  $E$  étant donné,  $I$  sera d'autant plus grand que  $R$  sera plus faible. Mais il ne faut pas dépasser une certaine intensité, qui dépend surtout des dimensions des fils de la machine, et au delà de laquelle il se produirait des échauffements dans les conducteurs. Ainsi, il faudra donner à la résistance  $R$  une certaine valeur en rapport avec la puissance de la machine :

$$R = nr + r'.$$

On obtiendra la résistance nécessaire en donnant une valeur convenable au nombre  $n$  des bords en tension. Le rendement mécanique augmentera avec  $n$  ; l'effet utile réel croîtra aussi jusqu'à la limite indiquée,  $n = \frac{E}{2\varepsilon}$ , puis il diminuera.

En général,  $n$  est considérable, car on emploie des machines donnant plusieurs centaines de volts.

La densité du courant, ou le nombre d'ampères par unité de surface d'anodes, doit être comprise entre certaines limites : si elle est trop faible, on produit peu ; si elle est trop forte, on dépense trop d'énergie, et le dépôt se fait dans de mauvaises conditions. Dans les affineries de cuivre, on ne dépasse guère 60 ampères par mètre carré, si la force motrice coûte cher ; sinon il y a avantage à aller jusqu'à 300. Avec une marche rapide, on aura un rendement mécanique inférieur, mais on

diminuera l'importance des installations pour une production donnée, et surtout la valeur du métal immobilisé dans les bains, qui forme un article important du prix de revient, car le temps de séjour des plaques s'élève à plusieurs mois.

Pour améliorer le rendement, il faut diminuer la résistance des bains, en donnant de grandes surfaces aux électrodes et en diminuant leur distance.

La distance ne peut descendre au-dessous de 5 centimètres sans inconvénient, à cause des boues qui pourraient se mélanger au métal déposé sur la cathode ; si le métal brut est relativement pur, on peut rapprocher les électrodes jusqu'à 3 centimètres. Il y a aussi avantage à chauffer les liqueurs pour diminuer la résistance.

A mesure qu'on traite un métal moins pur, l'opération est plus coûteuse et plus difficile à conduire : le volume des boues augmente, la composition du liquide se modifie et la force de polarisation croît rapidement. Aussi le traitement électrolytique appliqué aux mattes n'a pas encore réussi industriellement. Mais il est d'un usage très fréquent aujourd'hui pour le cuivre brut, tel que le donne le convertisseur. Les frais étaient estimés au début à 200 francs par tonne ; aujourd'hui, dans les grandes affineries des Etats-Unis, ils ne dépassent pas 50 francs.

Des méthodes analogues sont employées d'une manière moins générale pour le plomb, le zinc, le nickel, etc. Ces deux derniers ne se précipitent qu'en liqueur neutre, ce qui permet de les séparer du cuivre par deux électrolyses successives à voltage différent. On précipite d'abord le cuivre à voltage modéré, dans un bain acide ; puis le liquide qui a retenu tout le nickel peut être neutralisé et électrolysé de nouveau à plus haut voltage : seulement, cette seconde phase exige l'emploi d'anodes insolubles et est plus coûteuse.

---

## CHAPITRE V

### THERMO-CHIMIE. RENDEMENT THERMIQUE DES FOURS

---

**175. Principes généraux.** — Les réactions chimiques se produisent en général avec développement ou absorption de chaleur. Le plus souvent les corps stables à la température ordinaire se forment avec dégagement de chaleur, et leur décomposition se fait avec absorption d'une quantité de chaleur égale. La chaleur de formation de tous les composés usuels a été mesurée et s'exprime ordinairement par le nombre de calories correspondant au poids atomique exprimé en grammes.

Les composés qui ont une chaleur de formation négative, c'est-à-dire qui se produisent avec absorption de chaleur, sont en général instables à la température ordinaire. Les réactions qui dégagent de la chaleur sont appelées exothermiques, celles qui en absorbent endothermiques.

Ce sont les réactions exothermiques qui tendent à se produire spontanément; cependant elles ne se produisent pas toujours sans l'intervention d'une cause extérieure, le plus souvent il faut chauffer les corps mis en présence jusqu'à une certaine température. C'est ainsi que le carbone, le soufre et tous les corps combustibles ne s'enflamment qu'à une température déterminée; une fois la réaction amorcée elle se continue d'elle-même.

D'autres agents que la chaleur peuvent également amorcer les réactions: ainsi l'étincelle électrique peut déterminer certaines oxydations, comme la formation des azotates dans l'air atmosphérique.

Certains corps peuvent agir par leur présence et déterminer une réaction à laquelle ils ne semblent pas prendre part eux-mêmes; c'est ainsi que la mousse de platine peut déterminer l'inflammation d'un mélange d'oxygène et d'hydrogène sans que le platine soit attaqué.

Inversement, l'intervention de causes extérieures, comme la chaleur ou le courant électrique, peut provoquer des réactions endothermiques. La chaleur dissocie la vapeur d'eau et l'acide carbonique à une température suffisamment élevée, quoiqu'elle puisse déterminer leur formation à une température inférieure.

Il y a toutefois une différence entre les deux catégories de phénomènes : lorsque l'on veut produire une réaction endothermique, l'agent extérieur doit intervenir d'une manière continue et prolongée en développant une énergie comparable ou supérieure à la chaleur absorbée par la réaction. Pour décomposer une certaine masse d'eau ou d'acide carbonique, il faudra que la source extérieure développe une quantité de chaleur au moins égale à la chaleur de formation de ces corps ; tandis que dans les réactions exothermiques, l'agent extérieur n'intervient que pour amorcer le phénomène, et une fois la température favorable à la combinaison atteinte, la réaction se continue d'elle-même et une quantité de chaleur limitée, une seule étincelle électrique, peut provoquer la combustion d'une quantité indéfinie d'hydrogène ou de carbone.

**176. Calcul des chaleurs de réaction.**— Lorsque les réactions sont complexes, lorsque plusieurs corps mis en présence passent par différents états successifs, on admet que les chaleurs de formation peuvent s'additionner algébriquement, ou, en d'autres termes, la chaleur absorbée ou dégagée par l'ensemble de toutes les réactions est égale à la différence positive ou négative entre la somme des chaleurs de formation de tous les corps qui se trouvent à l'état final et la somme des chaleurs de formation de ceux qui se trouvent à l'état initial.

C'est ce principe qui sert à mesurer indirectement beaucoup de chaleurs de formation : si par exemple on dissout un sulfure dans l'acide azotique et qu'il n'y ait pas de dégagement de gaz, la chaleur de formation du sulfure sera égale à la différence entre la chaleur de formation des azotates dissous et celle qui a été

développée, que l'on peut mesurer par l'échauffement du liquide dans un calorimètre.

On peut admettre que lorsque plusieurs corps se trouvent en présence, la réaction qui tend à se produire est celle qui est la plus exothermique, c'est-à-dire qui se traduit par le plus grand développement de chaleur. Ce principe n'est cependant qu'une loi de tendance, et son application conduirait souvent à des prévisions démenties par l'expérience ; il se vérifie à peu près dans les réactions par voie humide, mais beaucoup moins dans les réactions par voie sèche, où l'intervention de la chaleur change toutes les conditions.

**177. Influence des températures.** — La plupart des chaleurs de formation se mesurent indirectement et à la température ordinaire ; elles peuvent être différentes aux hautes températures : d'après un principe établi par Moutier, il existerait pour chaque combinaison une température déterminée où la réaction est réversible, c'est-à-dire peut se faire à volonté dans un sens ou dans l'autre et se produire sans dégagement ni absorption de chaleur. Aux températures inférieures, la réaction devient exothermique, aux températures supérieures elle devient endothermique ; il en résulterait que les chaleurs de formation en général doivent diminuer quand la température augmente, et, cette loi des variations n'étant pas la même pour les différents composés, les différences peuvent changer de sens.

La chaleur développée par une réaction varie avec la température où celle-ci a lieu. Le chiffre qu'on trouve dans les tables est une valeur (souvent théorique) calculée en admettant que les produits de la réaction sont ramenés à 0° (ou à la température ambiante évaluée généralement à 15°). Comme l'état-final n'est pas identique à l'état initial, le premier principe de la thermodynamique n'est pas applicable. Cependant, si on néglige le travail de dilatation des solides et des liquides, dont le volume est insignifiant par rapport à celui des gaz, on peut admettre le principe suivant :

La chaleur totale employée pour porter les *matières premières* de 0° à la température de la réaction, augmentée de la chaleur *réellement* développée par celle-ci, est égale à la chaleur indiquée dans les tables augmentée de celle qui serait nécessaire pour reporter les *produits* de 0° à la même température.

Ce principe serait exact s'il n'y avait pas de variations de pression.

Ce calcul pourrait servir à chercher si une réaction donnée devient endothermique ou exothermique à telle ou telle température. Mais les variations mal connues des chaleurs spécifiques rendent cette recherche illusoire pour les hautes températures.

**178. Influence des masses. — Equilibres chimiques. —**

Il faut en outre faire intervenir la question des masses en présence, lesquelles peuvent varier pendant la réaction, et aussi celle des pressions. La température de décomposition d'un corps varie en général avec la pression ; si plusieurs corps se trouvent en présence à une pression déterminée, il se produit pour chaque température un *état d'équilibre* où les composés possibles se trouvent à un état déterminé ; cet état d'équilibre une fois réalisé, toute réaction cessera, mais si l'un des corps peut être éliminé sous une forme quelconque, l'équilibre sera rompu et la réaction pourra recommencer dans un sens ou dans l'autre.

La métallurgie présente un grand nombre d'applications de cette loi : par exemple, à une température d'environ 5 ou 600°, l'hydrogène peut réduire l'oxyde de fer et, inversement, le fer métallique peut décomposer la vapeur d'eau. Si ces quatre corps sont mis dans un espace clos, il s'établira un équilibre qui correspondra à la coexistence de proportions déterminées de fer métallique, d'oxyde, d'hydrogène et de vapeur d'eau ; il n'y aura ni réduction, ni oxydation complète du métal, les deux réactions possibles se seront produites partiellement et arriveront à se neutraliser. Mais si une partie des gaz peut s'échapper, la réaction recommencera dans un sens ou dans l'autre : c'est pourquoi, si l'on opère dans un tube ouvert, on peut obtenir la réduction complète de l'oxyde avec un courant d'hydrogène qui balaye au fur et à mesure la vapeur d'eau de manière que l'hydrogène soit toujours en excès. On obtiendra au contraire l'oxydation si l'on emploie un courant de vapeur qui balaye continuellement l'hydrogène produit. L'opération ne peut donc s'effectuer qu'avec un grand excès du réactif nécessaire.

Il en est de même quand on veut réduire l'oxyde de fer par l'oxyde de carbone, l'acide carbonique produit pouvant être décomposé aussi par le fer métallique : c'est pourquoi il est très

difficile de réduire certains oxydes par l'oxyde de carbone seul ; il faudrait en employer un grand excès de manière à éliminer à chaque instant l'acide carbonique. C'est la condition qu'on réalise pratiquement en employant un excès de charbon.

Un autre exemple intéressant est fourni par les métaux alcalins et l'aluminium. On sait que le sodium et le potassium peuvent décomposer les combinaisons de l'aluminium ; cependant le sodium a pu être réduit par le charbon, tandis que l'on n'a pas pu fabriquer l'aluminium de cette manière. Cette anomalie s'explique parce que, quand on réduit la soude par le charbon, le sodium volatil est immédiatement entraîné, tandis que, quand on essaye de réduire l'alumine, l'aluminium métallique ne peut s'éliminer et sa réoxydation se produit rapidement. Il est probable que dans les deux cas il s'établirait un état d'équilibre correspondant à un peu de métal réduit ; mais, pour le sodium, la réaction se continue par suite de l'élimination du métal qui se volatilise, tandis que, pour l'aluminium, elle se trouve immédiatement arrêtée.

Ajoutons que dans ce cas il y a une autre difficulté pour l'application des principes de la thermochimie. La chaleur d'oxydation de ce métal pouvant être différente suivant qu'on la mesure par voie humide sur les oxydes hydratés ou par voie sèche sur les oxydes anhydres, il est probable qu'entre les métaux alcalins et l'aluminium le sens de différence des chaleurs de formation peut varier suivant le composé que l'on étudie et l'état auquel il se trouve.

La loi des masses s'observe aussi dans les réactions par voie humide : lorsque l'on mélange deux sels dissous, il se produit un état d'équilibre où les quatre combinaisons possibles entre les deux acides et les deux bases sont représentées dans une certaine proportion ; mais si l'un des composés est gazeux ou insoluble, il cesse d'agir sur les autres, soit parce qu'il se volatilise, soit parce qu'il se précipite au fond du liquide. L'équilibre se trouvera donc rompu, et le composé en question pourra se produire à nouveau jusqu'à ce que la réaction soit complète, ce qui fait qu'en général les carbonates sont complètement décomposés, parce que les acides des sels fixes et que les bases ou les acides capables de former des sels insolubles peuvent être précipités à peu près complètement.

**179. Actions de présence.** — A ces causes perturbatrices, il faut ajouter l'action possible de corps étrangers qui, comme nous l'avons vu, peuvent provoquer certaines réactions même lorsqu'ils sont en petite quantité. On peut en observer des exemples dans l'affinage des métaux : ainsi la présence de l'antimoine active sensiblement l'oxydation du plomb au contact de l'air ; inversement, dans la désargentation du plomb par le zinc, la présence de l'aluminium empêche l'oxydation du zinc.

**180. Applications pratiques.** — Il résulte de toutes ces considérations que la thermochimie n'est pas encore assez avancée pour permettre de prévoir les réactions métallurgiques ; l'expérience montre que certaines réactions qui, théoriquement, seraient endothermiques, peuvent néanmoins se produire et que des réactions impossibles directement deviennent possibles par voie indirecte. C'est ce qui se produit comme nous l'avons déjà signalé dans l'ancien procédé de fabrication de l'aluminium ; la réduction par le sodium revenait au fond à une réduction indirecte par le charbon. En effet, on transformait l'alumine en chlorure d'aluminium en le chauffant avec du charbon et du chlorure, réaction qui peut se produire parce que le chlorure d'aluminium volatil est à chaque instant éliminé. On décomposait ensuite ce chlorure d'aluminium par le sodium, lequel avait été lui-même obtenu en décomposant la soude par le charbon ; le sodium n'était donc qu'intermédiaire et c'était en définitive le charbon qui, indirectement, avait réduit l'alumine.

Toutefois la thermochimie peut être utile pour discuter certaines opérations métallurgiques, comme celles de l'affinage pneumatique, de la fusion pyritique ou du grillage spontané, pour lesquelles la chaleur nécessaire est produite en totalité ou en grande partie par l'oxydation même des corps traités sans l'intervention de foyers extérieurs.

Dans l'étude des phénomènes d'électrolyse, les principes de la thermochimie s'appliquent plus exactement : la connaissance des chaleurs de formation permet de déterminer la quantité d'énergie électrique théoriquement nécessaire pour décomposer un sel et pour libérer une quantité déterminée de métal. Le calcul de la chaleur totale à fournir pour les décompositions et l'échauffement des matières permet de prévoir assez bien la consommation d'énergie dans les fours électriques.



Dans tous les cas, il faut toujours tenir compte des chaleurs de réaction pour étudier les opérations métallurgiques et déterminer le *rendement calorifique* des fours.

**181. Etude du bilan thermique.** — En pratique, on aura le bilan thermique approximatif si l'on prend : 1° d'une part la chaleur totale apportée par toutes les matières premières telles qu'elles entrent dans le four et les chaleurs théoriques afférentes à chaque réaction ; 2° les chaleurs totales emportées par chacun des produits à la température où il sort du four.

La différence représentera la chaleur disponible ou celle que doit fournir le combustible. La différence entre cette dernière et celle qui est réellement produite par la combustion représentera les pertes par radiation et conductibilité.

**182. Pertes diverses.** — Dans les fours refroidis par courant d'eau, ce dernier terme a une certaine importance et peut se mesurer par le jaugeage de l'eau et l'observation de la température moyenne à l'entrée et à la sortie. Les pertes par radiation ne peuvent se déterminer que par différence : on peut cependant admettre que, toutes choses égales d'ailleurs, elles sont proportionnelles à la surface et au temps, et croissent plus vite que la température. Les pertes par conductibilité ne se prêtent à aucun calcul et dépendent du mode de construction du four : elles paraissent peu importantes.

**183. Détermination des poids.** — La balance des matières solides chargées ou retirées des fours peut s'établir avec assez de rigueur, à condition de tenir compte des dépôts de poussière dans les conduites et dans les chambres de condensation. L'analyse de la teneur *moyenne* de tous ces produits sera nécessaire pour pouvoir servir de base à des calculs exacts.

Le poids réel des gaz dégagés est plus difficile à connaître. Souvent on se contente d'évaluations approximatives d'après le débit des ventilateurs. Nous avons indiqué dans le précédent volume (1) comment on pourrait le calculer en fonction du poids de combustible consommé, si on connaissait l'analyse moyenne des gaz. Dans certains cas, le dosage de l'acide sulfureux

(1) *Procédés de chauffage*, p. 259.

pourra servir au même but. Si on connaît la quantité de soufre chargée dans le four sous différentes formes, la quantité restée dans les produits solides, dans les dépôts de condensation, etc., on pourra en déduire la quantité absolue passée dans les gaz pendant une certaine période et le poids des gaz dont la teneur est connue.

**184. Détermination des chaleurs.** — Quand on connaît les poids et les compositions des matières sortant du four, la chaleur sensible qu'elles emportent peut se calculer ou se mesurer. Si l'on connaît la température finale, on peut calculer la chaleur absorbée à condition de connaître la chaleur spécifique de chacun des corps et la chaleur latente de fusion ou de vaporisation. La chaleur spécifique de la plupart des corps usuels a été mesurée à la température ordinaire, mais elle varie souvent avec la température ; la chaleur latente de fusion n'est connue que pour un moins grand nombre de corps. Il serait donc souvent difficile de calculer la chaleur totale à une température donnée, mais il n'est pas très difficile, si l'on veut faire des calculs exacts, de la mesurer : il suffit de projeter dans un calorimètre un poids assez faible d'un corps sortant du four ; en mesurant l'échauffement de l'eau on aura une valeur suffisamment approchée de la chaleur totale, à moins que le corps en jeu ne puisse décomposer l'eau.

Les chaleurs de formation et de décomposition sont connues pour un certain nombre de composés, mais elles ont été le plus souvent mesurées indirectement par voie humide ; les chiffres peuvent n'être pas exacts quand on les applique à des réactions à haute température. Pour les combinaisons qui ne se produisent que par voie ignée, comme les silicates complexes qui forment la base des scories métallurgiques, les chaleurs de formation sont à peu près inconnues.

Il ne serait pas impossible de mesurer les chaleurs de formation des réactions à haute température au moyen de la bombe Maller ; on l'a déjà fait pour déterminer les chaleurs d'oxydation à l'état anhydre des corps qui brûlent facilement dans l'oxygène comprimé. Par exemple celle du phosphore, du silicium, du carbone, etc. On pourrait étendre cette méthode à des réactions plus complexes : en suspendant aux électrodes intérieurs un récipient entouré d'une spirale de platine que l'on ferait rougir

par le courant, on transformerait l'appareil en une sorte de four électrique fonctionnant au sein d'un calorimètre. On pourrait y étudier un grand nombre de réactions en tenant compte de la chaleur dégagée par le courant électrique, lequel est facile à mesurer. Ces expériences auraient un grand intérêt scientifique et permettraient de discuter certains phénomènes métallurgiques avec plus de précision.

Toutefois, au point de vue pratique, l'avantage ne serait pas très grand, l'étude du bilan thermique d'un four offre tant de points incertains qu'il est inutile d'y chercher une précision illusoire ; en pratique, elle n'a le plus souvent qu'un intérêt comparatif : il suffira de déterminer la consommation de combustible, d'analyser les gaz et de mesurer leur température pour suivre la marche du four, voir si elle est satisfaisante ou par où elle pêche. Ce n'est que dans le cas d'une opération nouvelle, qu'il pourra être intéressant de traiter le bilan complet pour se rendre compte de l'écart qui existe entre le rendement réel et le rendement théorique.

Il n'y a pas grand inconvénient à négliger les chaleurs de formation des scories, qui ne sont pas très considérables. La consommation de combustible étant toujours très supérieure à celle qui serait théoriquement nécessaire, il vaut mieux évaluer la chaleur produite par défaut que par excès ; cette erreur, souvent, pourra compenser en partie certaines causes de pertes que l'on ne peut faire entrer en ligne de compte.

**185. Conclusion pratique.** — En résumé, l'établissement d'un bilan thermique rigoureux exige de nombreuses analyses et des observations méticuleuses souvent répétées pendant une période assez longue, car il faut arriver à avoir réellement des mesures moyennes. C'est donc une étude pénible, qui n'a été que très rarement faite d'une manière complète. D'ailleurs on n'évitera jamais les erreurs provenant de l'incertitude qui existe sur certaines données calorifiques.

Mais une étude plus sommaire et des calculs approximatifs suffiront souvent pour fournir des données intéressantes sur le rendement *relatif* d'un four ou sur ses variations de marche.

**186. Exemples.** — On trouvera dans la *Métallurgie* de Grüner plusieurs résultats d'étude de ce genre (1). Nous allons

(1) Voir aussi *Mineral Industry*, 1902. Notes on Pyritic Smelting.

en donner deux exemples se rapportant à des sujets que cet auteur n'a pas traités.

### Grillage de la pyrite

#### 1° Grillage au four à tablettes.

Poids (en gr.)	240	176	160	256.
Formule	$2\text{FeS}^2 + 11\text{O} = \text{Fe}^2\text{O}^3 + 4\text{SO}^2 + 420 \text{ calories.}$			
Chal. de for.	50		190	— 280

Le poids d'air théoriquement nécessaire serait  $5 \times 176$ . En pratique, le gaz ne contient guère plus de 8 0/0 d'acide sulfureux, et on peut compter  $256 \times \frac{160}{8}$ , soit environ 3 kgr. de gaz produits. En les supposant à 400°, la chaleur sensible qu'ils emportent serait environ 240 calories. Pour les produits solides, la chaleur sera :

$$0,160 \times 0,14 \times 400 = 89,6.$$

(poids)      (chal. spécif)      (température)

Admettons que le minerai contienne 12 0/0 de gangue : il restera pour 1 kg. 880 gr. de pyrite pure, dont 840 gr. seulement seront réellement grillés. Les chiffres précédents devront être multipliés par 3,5 pour se rapporter à 1 kgr de minerai. De plus, le chauffage des 16 0/0 de matières stériles exigera aussi 89 c. 6.

Chaleur engendrée. . . . .	1470
Chaleur des gaz. . . . .	840
Chaleur des produits solides. . . . .	400
Différence ou perte par les parois . . . . .	230

2° Grillage au réverbère. — Au réverbère ordinaire, il y aura la même chaleur produite ; mais si on admet que la teneur des gaz soit de 2 0/0 d'acide sulfureux, il y aura quatre fois plus de gaz, soit 3.360 calories. D'autre part, si on compare un réverbère à un four à huit tablettes, la surface extérieure offerte au refroidissement sera près de huit fois plus grande par rapport à la surface de sole utile ; ce qui ferait monter les pertes par les parois à 1.840 calories. Il y aurait donc à fournir en tout 5.600 calories, soit plus de 4.000 en défalquant les 1.470 pro-

duites par la réaction. On arrivera donc à une consommation théorique de plus de 50 0/0 de charbon.

En fait, cette consommation peut être réduite de deux manières :

1° Dans les fours à plusieurs postes, les gaz sortiront à moins de 200°, ce qui réduira de moitié la chaleur emportée sous cette forme ;

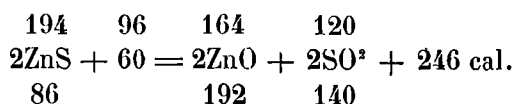
2° On grille plus vite sur les soles des réverbères que sur les tablettes, où l'on cherche le grillage complet : la production par mètre carré peut s'élever à 150 kgr. au lieu de 30, ce qui réduit dans la proportion inverse les pertes par les parois.

En tenant compte de ces deux circonstances, la quantité de calories supplémentaires à fournir peut s'abaisser au-dessous de 1.000.

Aussi les fours perfectionnés à vive allure arrivent à consommer seulement 10 0/0 de charbon, tandis qu'on en brûle 30 0/0 dans les fours à allure lente à cause des pertes par les parois.

#### Grillage de la blende

Pour la blende, la formule serait :



Mais les gaz étant à plus de 700° et leur poids étant d'environ 2 kgr., la chaleur qu'ils emportent sera d'environ 300 calories ; il y aura donc déficit, même en admettant qu'on arrive à faire sortir les produits solides froids. Si ceux-ci sortent à 700°, ils emporteront environ 150 calories. Pour 1 kgr. de blende pure, il faudra multiplier ces chiffres environ par 5 ; on aura donc à peu près 1.000 calories supplémentaires à fournir, sans tenir compte des pertes par les parois. Ce qui correspond à une consommation de charbon de 15 à 20 0/0 pour réaliser le grillage en tablettes.

**187. Exemples de rendement du four électrique (4). —**  
1° *Chauffage simple.* — Un four de 1.000 chevaux transforme en 20 heures 5.100 kgr. d'antracite en 4.500 kgr. de graphite.

(4) D'après M. Richard, *Electrochemical american Society*, vol. II.

L'énergie électrique représente environ 9.000 calories par minute ou 2.400 par kgr. La transformation se fait avec un dégagement de chaleur de 236,5. La chaleur utilisée correspond au chauffage de 1 kg. 2 d'anhracite à 3.300°, soit 1980 calories.

Ce chiffre nous paraît exagéré, car les matières volatiles doivent se dégager bien au-dessous de 3.000°; mais, d'autre part, cette calcination doit absorber une certaine quantité de chaleur, qu'il faudrait ajouter, ce qui conduirait à une modification en sens inverse. Le rendement serait donc  $\frac{1980}{2636}$  ou environ 75 0/0.

Quand on traite des électrodes, elles sont chauffées dans une masse résistante, qui joue à peu près le rôle de vase clos, et le rendement s'abaisse à 38 0/0, la production n'étant plus que de 1.980 kg.

2° *Fusion*. — Un four à arc de 215 chevaux sert à fondre en 14 heures 1.360 kg. de bauxite calcinée, ce qui fait un peu moins de 1.200 calories consommées par kg. La chaleur totale de l'alumine fondue étant d'environ 880 calories, le rendement serait de 74 0/0.

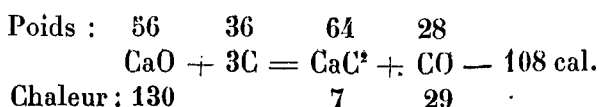
Dans l'ancien creuset Siemens, avec une puissance de 2 chevaux, l'utilisation de la chaleur pour la fusion de l'acier était de 50 0/0. On voit donc l'avantage d'employer des fours assez puissants, mais on voit aussi par la comparaison avec les autres exemples qu'il n'y a pas grand'chose à gagner au delà d'une certaine limite.

3° *Réduction*. — Un four de 1.000 chevaux produit 4 tonnes de carbure de calcium par jour, ce qui représente 3.265 calories par kgr.

La température étant de 2.750°, le chauffage des matières premières représenterait :

Pour 900 gr. de chaux . . .	900 × 0,25 × 2.750 =	615
Pour 650 gr. de coke. . .	650 × 0,5 × 2.750 =	893
		1.408

La réaction chimique donne :



Par kgr. de carbure il y aurait donc  $108 \times \frac{1000}{64} = 1.400$  cal.

La chaleur utilisée se monterait à 2.800 calories, ce qui ferait un rendement de près de 90 0/0.

Ce chiffre est probablement très au-dessus de la vérité. Outre les incertitudes sur les chaleurs spécifiques, il y aurait à corriger, comme nous l'avons déjà dit, la chaleur de réaction qui est rapportée à 0° et qui doit être moins forte à haute température. Pour faire cette correction, il faudrait déduire la différence entre la chaleur totale de chauffage des matières premières et celle des produits. Mais on manque de données sur la chaleur spécifique du carbure, qui est un corps trop altérable pour se prêter aux moyens de mesure ordinaires.

En la supposant égale à 0,3, 1 kgr. de carbure contiendrait 825 calories; il faudrait ajouter 400 calories pour les 440 gr. d'oxyde de carbone, dont la chaleur spécifique est 0,245, soit en tout 1.125. La chaleur utilisée serait donc à diminuer de 1408 — 1125, ce qui la ramènerait à 2.525, soit un rendement de 77 0/0, résultat plus vraisemblable.

Il y a du reste une grande incertitude sur l'évaluation de la température elle-même; on voit donc que ces calculs sont un peu illusoire et n'ont qu'une valeur de comparaison. Les causes d'erreur sont, il est vrai, moins graves pour les opérations métallurgiques ordinaires, qui ne se font pas à des températures exceptionnelles, difficiles à mesurer.

---

## CHAPITRE VI

### INSTALLATIONS ACCESSOIRES

---

#### § 1. — SOUFFLERIES ET CONDUITES

**188. Ventilateurs.** — Les ventilateurs employés dans les usines métallurgiques se rattachent à deux types différents qu'on désigne sous les noms de *déprimogènes* et de *volumogènes*.

Les premiers, agissant par la force centrifuge, communiquent à l'air un mouvement de rotation et une accélération qui se traduisent à la périphérie par une certaine pression. Cette pression reste constante pour un nombre de tours déterminé : le débit diminue à mesure que la résistance opposée au passage de l'air dans les appareils augmente, et le travail consommé diminue en même temps.

Les seconds prennent à chaque tour un volume d'air déterminé, qu'ils refoulent dans les conduites ; leur débit reste donc constant si on maintient leur vitesse fixe, mais le travail augmente avec les résistances à surmonter, et il y a une limite où l'appareil s'arrête par suite de l'insuffisance du moteur.

**189. Ventilateurs centrifuges.** — Les ventilateurs centrifuges sont évidemment les appareils soufflants les plus commodes et les moins sujets à se déranger ; leur emploi a été limité jusqu'à présent aux faibles pressions (de 1 à 2 centimètres de mercure), mais les progrès de la construction permettent aujourd'hui de reculer beaucoup ces limites.

Le débit d'un ventilateur est sensiblement proportionnel, en marche normale, à la vitesse tangentielle à la périphérie, et la pression proportionnelle au carré de cette même vitesse.



Pour obtenir des pressions élevées, il faut donc augmenter le diamètre ou la vitesse de rotation. Autrefois on se bornait à

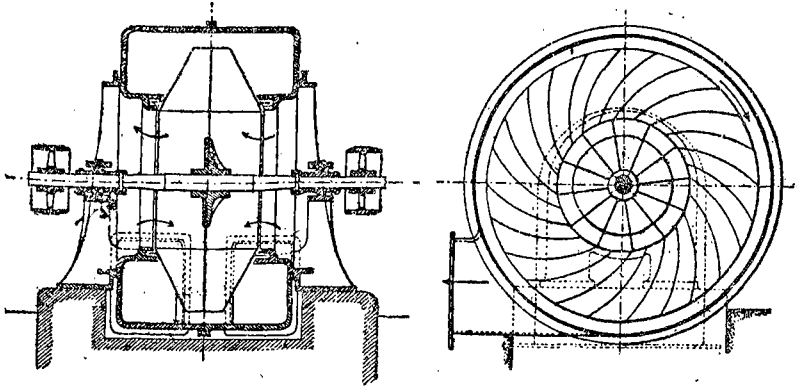


Fig. 61. — Ventilateur Farcot.

des vitesses de 1000 à 2000 tours et les diamètres étaient de 0 m. 60 à 1 mètre. Aujourd'hui, on peut construire des ventilateurs de faible diamètre capables de tourner à des vitesses considérables ; on a été jusqu'à 20.000 tours par minute avec un ventilateur de 25 centimètres de diamètre. A 9.000 tours, on obtient une pression de 1 kilogramme avec un débit de 400 litres par seconde ; en tournant à 20.000 tours, la pression atteint 5 kilogrammes et le débit 600 litres : le travail utile est de 5 à 6 chevaux dans le premier cas, de 40 dans le second. On peut obtenir ces vitesses en commandant directement les ventilateurs par une turbine à vapeur.

On peut admettre que dans un ventilateur bien construit le rendement mécanique dépasse 50 0/0 ; le rendement de la turbine étant de 40 à 50 0/0, la consommation de vapeur correspondra à un travail 4 ou 5 fois plus fort que le travail théorique nécessaire pour la compression de l'air. Elle sera certainement plus forte qu'avec une bonne machine soufflante ; toutefois cet inconvénient sera compensé par la grande simplicité et le bon marché des installations.

On peut aussi commander ces appareils par des dynamos, et alors il devient plus difficile de réaliser de très grandes vitesses : il vaut mieux modérer la vitesse et employer le système de ventilateurs multicellulaires de M. Rateau (fig. 62). Ce système consiste à juxtaposer sur le même arbre plusieurs roues refoulant

l'air les unes dans les autres ; la pression croît alors en progression géométrique : si elle est égale à  $(1 + \epsilon)$  au sortir de la première roue, elle sera de  $(1 + \epsilon)^n$  au sortir de la n<sup>o</sup>. Ainsi, pour quatre roues donnant chacune une pression effective de 1/2 kilo-

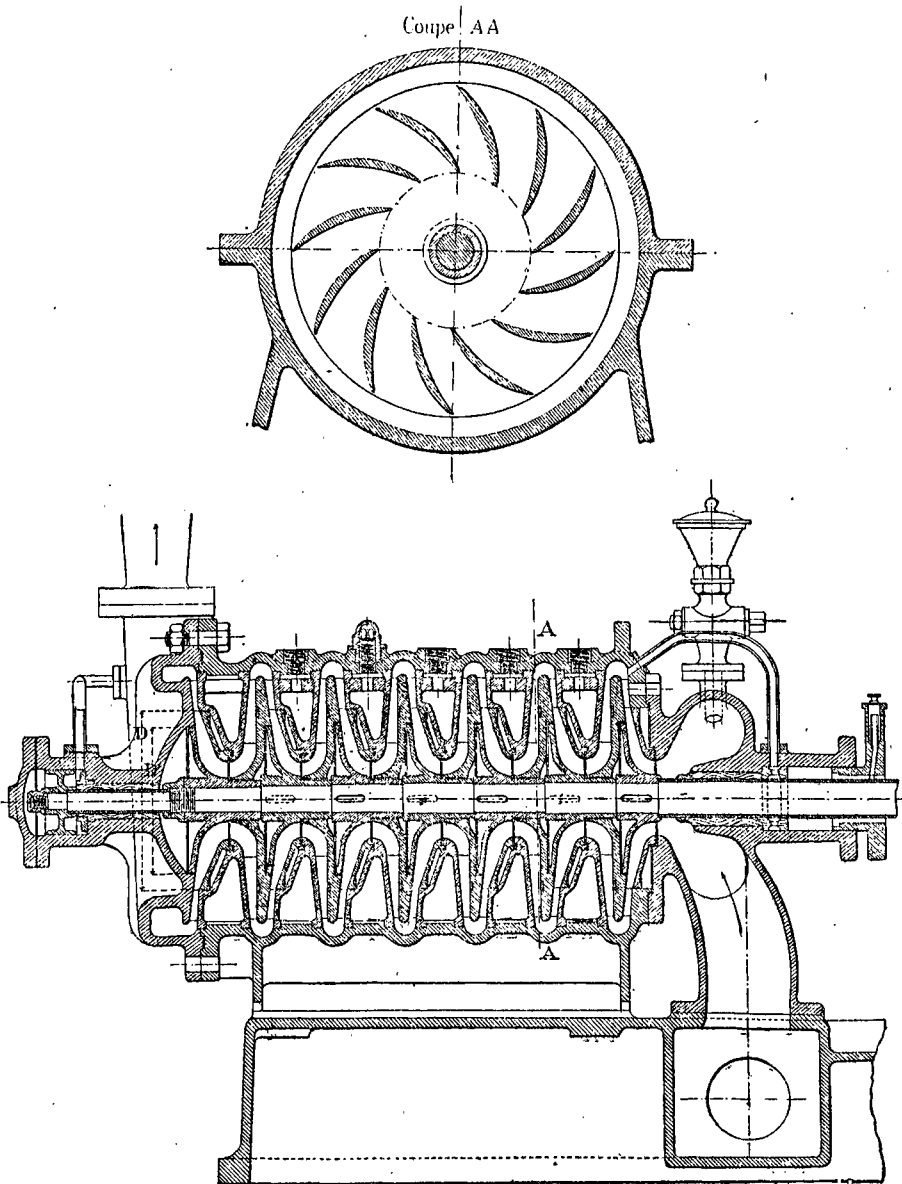


Fig. 62. — Ventilateur centrifuge Rateau.

gramme, on peut obtenir une pression finale absolue de 5 kilogrammes.

Avec un ventilateur de ce genre, bien construit mais fonctionnant dans des conditions plus favorables, on peut arriver à une consommation de vapeur qui ne dépassera pas 12 kilogrammes par cheval-heure utile (1).

**190. Ventilateurs volumogènes.** — Les ventilateurs volumogènes se prêtent à des pressions que les anciens ventilateurs centrifuges n'auraient pas pu donner. Ils ont l'avantage de fournir un volume constant si on les fait marcher à une vitesse fixe, et d'assurer l'alimentation du four indépendamment des résistances variables. Ceci n'est cependant vrai qu'entre de certaines limites, car les pertes augmentent avec la pression.

Aujourd'hui leur supériorité sur les types récents de ventilateurs centrifuges devient très contestable.

Ils sont encore d'un emploi général en Amérique pour les fours à cuivre et à plomb.

La figure 63 représente un des types les plus répandus. Le ventilateur Roots contient deux cames qui roulent l'une sur l'autre de manière à enfermer entre elles et les parois un volume variable. Si les cames tournent dans le sens des aiguilles d'une montre, la masse d'air entrée par l'orifice inférieur va se trouver isolée, comprimée entre la came de gauche et les parois, puis expulsée par le haut.

La vitesse de rotation peut être de 200 à 400 tours par minute. Le rendement en volume peut atteindre 0,8 et le rendement mécanique 0,5 à 0,6. Ils diminuent quand la pression augmente, ils diminuent aussi rapidement quand l'appareil s'use. On doit garnir les palettes d'un revêtement à base de graphite, mais, malgré tous les soins, les réparations sont fréquentes, ce qui compense dans une certaine mesure l'économie réalisée sur les frais de premier établissement. C'est une infériorité importante vis-à-vis des ventilateurs centrifuges.

**191. Machines soufflantes.** — Nous étudierons les machines soufflantes à propos des hauts-fourneaux. Nous nous contenterons d'indiquer ici que les grandes machines modernes ont en général des cylindres à vapeur compoundés commandant direc-

(1) *Le Génie civil*, 8 février 1902.



tement les cylindres à vent placés sur le prolongement de la tige du piston.

Avec les clapets ordinaires, on ne dépasse guère une vitesse de 20 à 30 tours par minute, mais on a inventé récemment plusieurs types de soupape se prêtant à un mouvement plus rapide, et quelques machines récentes marchent jusqu'à plus de 100 tours, ce qui permet d'en diminuer la masse relative.

Le rendement en volume dépend de la perfection d'ajustage et de l'état d'entretien ou d'usure de la machine : il peut varier de 0,75 à 0,90. C'est le rapport du volume injecté par chaque course du piston au volume théorique,  $v \frac{P}{P'}$ .

Pour avoir le rendement mécanique total, il faudra multiplier par un second coefficient représentant l'utilisation du travail entre le cylindre moteur et le cylindre à vent, qui peut avoir des valeurs analogues.

**192. Comparaison des différents systèmes de soufflerie.** — Les ventilateurs centrifuges sont d'un emploi constant (au moins en Europe) pour le soufflage des gazogènes, des fours à réverbères et des cubilots. Leur usage pourra s'étendre aux fours à cuve ordinaires, et il est probable que les nouveaux types pourront remplacer avantageusement les ventilateurs volumogènes. Leur application aux hauts-fourneaux reste plus douteuse, quoiqu'elle mérite d'être essayée.

Pour le même service, les frais d'installation d'une machine peuvent être doubles ou triples de ceux d'un ventilateur. Cependant, par suite de l'augmentation de pression dans les fours à plomb ou à cuivre à marche rapide, on a été appelé à remplacer, dans quelques usines récentes des États-Unis, les ventilateurs par des machines soufflantes.

Il ne paraît pas douteux qu'à partir d'une pression de 3 mètres d'eau, ou 22 centimètres de mercure, l'emploi des ventilateurs devient peu pratique, tandis qu'il est préférable au-dessous d'une pression de 0 m. 70 à 0 m. 80 ou 6 centimètres de mercure. Pour des pressions intermédiaires, les avis sont partagés ; certains auteurs estiment qu'il y a lieu de limiter l'emploi des ventilateurs aux pressions maxima de 0 m. 10 de mercure ; cependant, dans une installation récente, on a établi un ventilateur faisant 100 tours par minute et donnant environ 850 mètres

cubes d'air à une pression de 0 m. 15. Cet appareil consomme une puissance de 400 chevaux. En revanche, dans une usine à cuivre, on a préféré, pour une pression à peu près analogue, une machine soufflante du type Corliss.

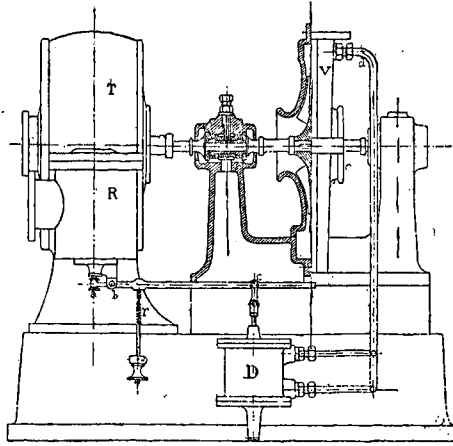
Ces observations s'appliquent aux ventilateurs voluméno-gènes, seuls employés aux Etats-Unis. Nous ne connaissons pas encore d'expérience pratique sur les ventilateurs centrifuges à grande vitesse, dont les applications seraient peut-être moins limitées.

**193. Réglage du vent.** — Pour assurer la marche régulière d'un four à cuve, il faut y injecter toujours la même quantité d'air, qui doit être en rapport avec la consommation de combustible. Lorsqu'il se produit des engorgements dans le four, la résistance au passage de l'air augmente, et, pour débiter la même quantité, il faut augmenter la pression. Les machines doivent donc être réglées à débit constant, mais à pression variable. Si chaque four à cuve a sa machine spéciale, on peut réaliser cette condition, pour les machines soufflantes, avec un régulateur maintenant la vitesse de rotation constante.

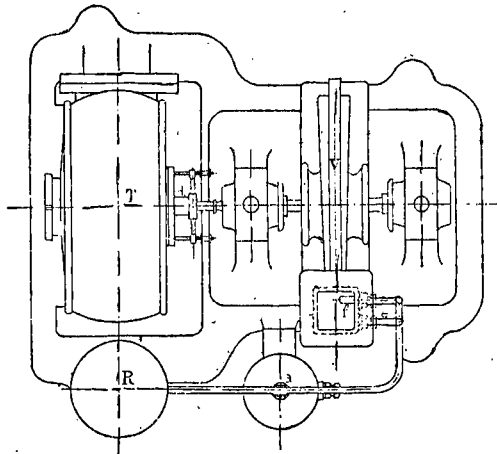
Pour les ventilateurs centrifuges, la vitesse doit augmenter avec la pression ; M. Rateau adapte à ses appareils un régulateur spécial, qui permet de maintenir constant, soit le débit, soit la pression : ce régulateur est actionné par l'écoulement même de l'air dans la buse. A cet effet, un cylindre vertical est mis en communication, par ses deux extrémités, avec deux tubes (fig. 64) aboutissant à l'extrémité de la buse ; l'un est un tube droit, l'autre un tube de Pitot (1) : de cette manière, les deux pistons sont soumis à des pressions dont la différence est proportionnelle au carré de la vitesse d'écoulement de l'air. Le piston est maintenu par un dispositif réglable, et son mouvement sert à commander les valves d'admission de vapeur dans le moteur de l'appareil. Ce système pourrait s'appliquer à toutes les machines ; il permet le réglage à pression constante : pour cela, il suffit de mettre la partie supérieure en communication avec l'atmosphère en supprimant le tuyau correspondant. On peut employer à volonté l'un ou l'autre mode de réglage, en disposant sur ce tuyau un robinet à trois voies.

(1) Voir plus loin, page 200.

Le plus souvent, on a l'habitude de brancher tous les fours sur une conduite à grande section, qu'alimentent toutes les machines soufflantes ; chaque branchement est alors muni d'une valve pour régler la quantité d'air qu'il reçoit. Ce système offre ter-



Coupe verticale.



Plan.

Fig: 64. — Régulateur Râteau.

tains avantages : la conduite générale sert de régulateur de pression, par suite de son grand volume, et on peut diminuer le nombre des machines de rechange et les grouper toutes plus facilement, de manière que leur conduite exige moins de main-

d'œuvre ; d'autre part, il y a des inconvénients à rendre plusieurs fours en partie solidaires : si l'un deux s'engorge, l'air tendra à passer plutôt par les autres, et le débit diminuera plus vite. Il faut y remédier par une surveillance attentive ou par la manœuvre des valves qui commandent chaque conduite particulière.

Ces valves ne doivent pas être ouvertes en grand pendant la marche normale, afin de laisser une certaine marge pour augmenter le débit ; les buses devront être munies de manomètres permettant de mesurer la vitesse d'écoulement.

On pourrait disposer ces appareils de contrôle de manière à fonctionner comme régulateurs, en agissant sur les valves de chaque conduite ; pour cela il suffirait de brancher deux tubes sur les deux extrémités de la conduite, et de se servir de cette différence de pression pour actionner les régulateurs.

**194. Mesure de la vitesse des courants.** — Pour la surveillance des souffleries, on mesure la pression aux buses au moyen

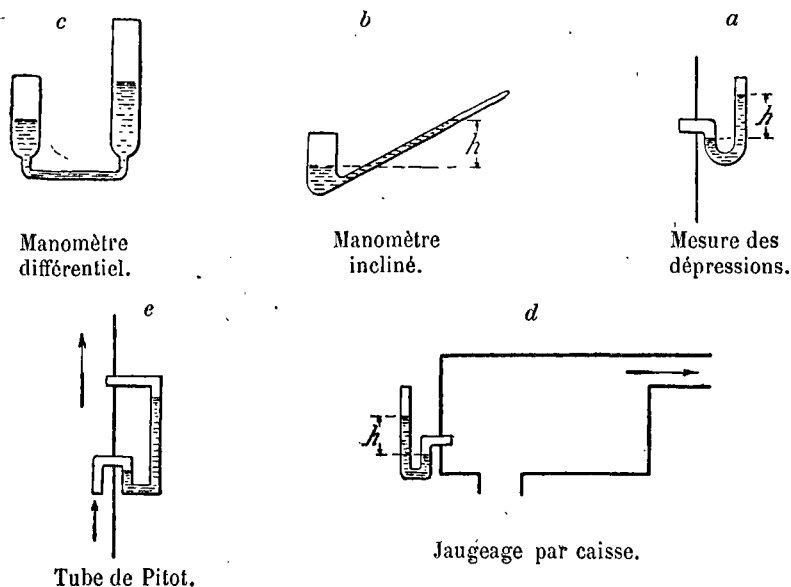


Fig. 65. — Jaugeage des courants d'air.

de manomètres que l'on peut visser sur des orifices qui, en temps normal, seront fermés par des tampons à vis. Ce système de contrôle est un peu illusoire ; en effet, il ne donne aucune indication sur la contre-pression qui existe dans le four, et,



lorsque la résistance intérieure varie, les variations du débit ne seront pas toujours en rapport avec celles de la pression.

Ce qu'il faudrait mesurer, c'est la vitesse d'écoulement ; on a imaginé pour cela plusieurs moyens : la plupart d'entre eux se rattachent plus ou moins au principe du tube de Pitot (fig. 63). Si l'on place dans la conduite un tube recourbé communiquant, à l'extérieur, avec un tube manométrique, la pression qui s'y développera sera variable suivant l'orientation de l'orifice. Si le tube était droit et se présentait perpendiculairement à la direction du courant gazeux, il indiquerait la pression effective à l'intérieur de la conduite ; mais si le tube recourbé présente son orifice au courant d'air, la vitesse acquise y produit un certain refoulement qui s'ajoute à la pression statique : la différence entre les pressions indiquées par ces deux tubes est la pression motrice, qui est sensiblement proportionnelle au carré de la vitesse.

Dans l'anémomètre de Fletcher, on mesure, au moyen d'un manomètre différentiel, la différence de pression entre deux tubes de Pitot orientés, l'un dans le sens du courant, l'autre dans le sens opposé ; ces deux tubes communiquent avec les deux branches d'un tube en U, au fond duquel se trouve de l'eau : la différence de hauteur des deux colonnes varie proportionnellement au carré de la vitesse d'écoulement.

On augmente la sensibilité en employant un liquide plus léger, comme l'alcool. Dans la jauge de Ségur, la lecture est rendue plus facile par l'emploi de deux liquides différents ; une des branches du tube en U contient de la paraffine et l'autre de l'alcool ; on observe le déplacement de la tranche de séparation des deux liquides dans la branche horizontale, dont le diamètre est très faible. Les mouvements sont amplifiés dans le rapport des sections respectives des branches verticale et horizontale.

La méthode de Hirn permet de traduire ces indications par le mouvement d'un levier qui peut, au besoin, servir à actionner l'appareil régulateur. Pour cela, on met les deux tubes de Pitot en communication avec les deux cloches plongeantes, chacune de ces cloches subissant à l'extérieur la pression de l'air atmosphérique et étant soumise à une force verticale qui dépend de la pression intérieure.

Les deux cloches sont suspendues à un levier ; on peut mesurer la différence de pression par le poids qu'il faut ajouter d'un côté ou de l'autre pour maintenir le levier horizontal — ou encore par l'angle d'inclinaison que prendra le levier en réglant l'équilibre pour la vitesse d'écoulement normal : le levier s'inclinera aussitôt que la vitesse diminuera.

Cet appareil permet de réaliser une sensibilité assez grande en augmentant la surface des cloches.

Comme dans les fours à cuve, il ne s'agit pas de suivre des variations instantanées, car les modifications de régime se produisent lentement et durent longtemps. Il n'y aurait guère d'intérêt à subir les complications d'un réglage automatique, il suffirait d'observer la vitesse d'écoulement et de régler les valves à la main ; chaque buse devrait être amincie d'une jauge différentielle, comme la jauge de Ségur.

L'appareil serait beaucoup plus utile que le manomètre généralement employé, et il montrerait la différence de débit entre les deux buses, et par suite les irrégularités de la répartition de l'air dans les fours, dont la connaissance est très importante.

**195. Jaugeage exact.** — La connaissance de la vitesse permet facilement de calculer le débit, mais comme elle est variable dans les différentes parties de la section, ce calcul du débit est forcément incertain. On prend en général la vitesse au centre. D'après les formules empiriques de Kent pour les cheminées, on pourrait faire la correction en admettant sur le périmètre une zone immobile d'environ 5 à 6 centimètres d'épaisseur.

Le coefficient de correction peut être très variable, et il faudrait le déterminer dans chaque cas particulier par une comparaison avec des jaugeages exacts.

Le seul moyen de jaugeage absolu consiste à faire arriver tout le courant dans une caisse ou chambre assez grande pour que les gaz y perdent leur vitesse (fig. 65). Sur un côté de cette chambre, on dispose un orifice par lequel les gaz s'écoulent sous l'action seule de la pression statique. On n'a plus alors qu'à mesurer cette pression à l'intérieur (en un point suffisamment éloigné des orifices pour que le gaz y soit sensiblement immobile), et on peut appliquer la formule  $v = \sqrt{\frac{h}{2g}}$  avec un coeffi-

cient de réduction dépendant de la forme de l'orifice. Ce coefficient, qui a fait l'objet de nombreuses études, est à peu près 0,65 pour un orifice à minces parois.

Dans la formule  $v = \sqrt{2gh}$ , applicable à tous les calculs indiqués ci-dessus,  $h$  représenterait la hauteur d'une colonne du même gaz faisant équilibre à la pression statique ou à la pression motrice. Si on exprime  $h$  en millimètres d'eau, elle se réduit sensiblement à  $4\sqrt{h}$  pour l'air à 0. — Il faudra multiplier par la racine carrée de la densité relative du gaz dans les conditions où il se trouve, soit :

$$\sqrt{\frac{p'}{p(1+\alpha t)}}$$

( $p$  étant la pression atmosphérique ordinaire, et  $p'$  la pression statique intérieure).

En pratique, le jaugeage absolu ne se fera qu'exceptionnellement, et ces mesures ne serviront qu'à apprécier les variations de marche.

**196. Dimensions des conduites.** — La section des conduites doit être telle que la vitesse ne dépasse pas 2 à 3 mètres par seconde (bien qu'elle dépasse parfois 6 mètres en pratique) : cette règle indiquerait une section d'environ deux décimètres carrés par tonne de coke brûlée en 24 heures. Il faut, à peu près, 5 à 6 mètres cubes d'air pour brûler le coke à l'état d'oxyde de carbone, et le volume de gaz produit, ramené à zéro, est à peu près égal. Pour les fours à grille soufflés, le volume d'air nécessaire s'élève à 12 ou 15 mètres cubes par kilogramme de charbon. Il sera intermédiaire pour les cubilots, qui produisent une forte proportion d'acide carbonique. On aura une approximation du volume d'air nécessaire par minute en prenant le volume des fours à cuve multiplié par un coefficient variable entre 1 et 1,5.

**197. Puissance des souffleries.** — Si  $q$  est le débit en mètres cubes à fournir par minute,  $h$  la pression en atmosphères ou en kilogr. par centimètre carré, la puissance en chevaux théoriquement nécessaire peut s'évaluer par la formule approximative  $2qh$ . La puissance à développer variera entre  $3qh$  et  $4qh$ , suivant le rendement de l'appareil compresseur. Il faudra tenir compte du rendement du moteur pour calculer sa puissance nominale. — Par exemple, la puissance théorique correspon-

dant à la vapeur consommée, pourra varier entre  $3gh$  et  $8gh$ . Dans le cas de moteurs hydrauliques, ce dernier chiffre exprimera à peu près la puissance de la chute.

## § 2. — CONDENSATION DES POUSSIÈRES

**198. Exposé.** — Les gaz s'échappant des fours où l'on traite des minerais plus ou moins pulvérulents entraînent toujours de grandes quantités de poussières fines. La condensation de ces poussières est une question importante, qui peut se poser à deux points de vue différents :

1° Lorsque l'on traite des minerais ayant une certaine valeur, comme dans les usines à cuivre ou à plomb, il faut recueillir les poussières, qui représentent une valeur appréciable ; il n'est pas rare qu'elles forment 4 à 5 0/0 du poids du minerai traité, et leur teneur est souvent supérieure ;

2° Lorsque l'on veut utiliser des gaz, comme dans les hauts-fourneaux, il est nécessaire de les épurer, et cette épuration doit être très complète si on veut les employer directement dans les machines à gaz.

Dans les gaz de hauts-fourneaux, on trouve plus de 20 grammes de poussières par mètre cube. Cette proportion se réduit à 5 environ avec des appareils de dépôt bien établis, à 1 ou 2 avec des turbines centrifuges, à moins de 1 avec des filtres.

Dans les fours à cuivre traitant des minerais très menus, la perte peut aller jusqu'à 5 0/0, ce qui doit correspondre à plus de 50 gr. par mètre cube de gaz.

**199. Captation des poussières.** — Le procédé généralement employé dans les usines à plomb et à cuivre consiste à faire passer les gaz dans une suite de grandes chambres ou dans des conduites à larges sections auxquelles on donne un grand développement, de manière que, la vitesse du courant étant diminuée, les poussières aient le temps de se déposer.

Comme les gaz entraînent aussi des vapeurs métalliques, il faut obtenir leur refroidissement complet, et pour cela donner aux parois des chambres et des conduites de condensation la plus faible épaisseur possible ; on peut les construire en briques creuses ou en ciment armé : ce dernier mode de construction permet de réduire beaucoup l'épaisseur des parois.

Pour mieux provoquer le dépôt des poussières, il faut contraindre le courant par une série d'obstacles créant des remous et sur lesquels les poussières viennent frapper de manière à perdre leur vitesse ; en Allemagne, on a employé de grandes appliques suspendues en travers du courant, ou des fils de fer formant comme une espèce de brosse que les gaz sont obligés de traverser. Ces fils sont attachés à des tiges que l'on peut tourner de l'extérieur, de manière à secouer les fils et à provoquer la chute des poussières au fond de la conduite.

Tous ces procédés ont pour effet de diminuer le tirage, et on doit y remédier par l'emploi de ventilateurs.

On obtient les meilleurs résultats en employant des ventilateurs aspirants et soufflants, placés à une certaine distance du four, au milieu du trajet des gaz ; les poussières projetées contre l'enveloppe du ventilateur déposant plus facilement, on placera les ventilateurs auprès de grandes chambres, dans lesquelles les gaz auront laissé déposer les grains les plus gros, et, après le ventilateur, se trouveront les conduites destinées à arrêter les poussières les plus fines.

Dans la fabrication du blanc de zinc, on soumet même les gaz à une véritable filtration ; les ventilateurs les refoulent dans des tuyaux d'où ils ne peuvent sortir qu'en traversant des sacs en toile.

On emploie parfois pour compléter la condensation des tours où l'on fait tomber une pluie d'eau ; on obtient de meilleurs résultats en utilisant un ventilateur pour mélanger intimement l'eau avec les gaz.

On peut employer des ventilateurs à force centrifuge à axe vertical, et laisser tomber au centre un filet d'eau qui vient se briser sur une plaque, — ou encore faire rentrer les gaz par le bas, en plaçant sous le ventilateur une cuve pleine d'eau qui affleure presque l'orifice de séparation. Ce système donne de bons résultats, mais les ventilateurs doivent être fréquemment remplacés.

Quand on traite des minerais sulfureux, les gaz sulfureux, en présence de l'eau, attaquent rapidement le fer, et même le cuivre ; peut-être obtiendrait-on des appareils plus résistants en employant le fer plombé.

On a employé autrefois une disposition différente, qui donnerait peut-être d'aussi bons résultats sans exposer les ventila-

teurs à l'usure ; elle consiste à aspirer les gaz à travers un canal horizontal dont la moitié inférieure est pleine d'eau ; une cloison plongeante découpée en dents de scie force les gaz à barboter dans l'eau pour s'échapper. En multipliant ces cloisons, on obtiendrait sans doute un dépôt complet et, en plaçant le ventilateur aspirant et soufflant avant l'appareil barboteur, il ne serait pas exposé à actionner des gaz humides.

On peut employer l'eau comme réfrigérant extérieur afin de hâter le refroidissement. Ainsi, à Tarnovitz, on fait passer les gaz dans une tour où se trouve un jeu de tuyaux d'orgue parcourus par un courant d'eau.

**200. Purification des gaz des hauts-fourneaux.** — Lorsqu'on veut purifier les gaz dans les hauts-fourneaux pour les employer directement dans les machines, la grande quantité de gaz que l'on a à traiter exigerait un volume de chambre de condensation exagéré. Comme il est nécessaire d'obtenir une opération très complète, on a étudié successivement divers systèmes d'opérations rapides : on a d'abord employé la filtration à travers de la sciure de bois, qui donne de bons résultats mais est relativement coûteuse ; aujourd'hui, le système définitivement adopté est celui de l'essorage. Les ventilateurs à force centrifuge dont nous avons déjà signalé l'action favorable provoquent la séparation des poussières, parce qu'ils lancent énergiquement à l'extérieur les particules les plus lourdes ; le gaz, moins dense, est projeté avec moins de vitesse. En perfectionnant ces ventilateurs, on peut les transformer en véritablesessoreuses, qui produisent une épuration immédiate et presque complète. Les gaz des hauts-fourneaux peuvent contenir 7 à 8 grammes de poussières par mètre cube avec les procédés ordinaires d'opération ; en les faisant passer dans de grands tambours, et même dans des laveurs à pluie d'eau, on ne réduit pas cette proportion beaucoup au-dessous de 3 grammes. Par l'emploi desessoreuses, on arrive à réduire cette teneur à quelques centigrammes.

L'appareil de Theisin peut épurer par minute plus de 100 mètres cubes de gaz, en employant une puissance de 5 chevaux et une consommation d'eau de 1 litre par mètre cube. La puissance nécessaire représente à peine 3 0/0 de la puissance totale disponible des gaz.

Quoique l'on injecte de l'eau dans lesessoreuses, les gaz sor-

tent cependant moins humides qu'ils ne sont entrés, parce qu'en provoquant le refroidissement on fait condenser la vapeur d'eau qu'ils contenaient.

Au point de vue de la condensation, il est avantageux que les gueulards soient fermés, parce que les vapeurs métalliques se réoxydent moins : on a des dépôts plus lourds et plus riches.

Tous les ayant-creusets, portes et orifices de coulée, etc., doivent être couverts de hottes avec un bon tirage, communiquant à la conduite générale pour aspirer les vapeurs. Cette mesure n'est pas seulement économique, elle est surtout hygiénique et d'une importance capitale dans les usines à plomb.

### § 3. — MANUTENTION

#### A. — TRANSPORTEURS ET CONVEYEURS

**201. Emmagasinage des matières.** — L'emmagasinage des produits peut se faire de deux manières, soit dans des magasins surélevés, soit dans des parcs au niveau du sol. Dans le premier cas, on emploie la chambre prismatique, dont le fond est constitué par des trémies déversant les matières et permettant de faire des mélanges au moyen de trappes ; on peut aussi munir les trémies de distributeurs automatiques lorsque l'écoulement doit être continu. Ce système est le plus commode pour les manutentions ultérieures, il est indiqué toutes les fois que le relief du sol permet d'utiliser ses différences de niveau et que les matières peuvent arriver par wagons à une certaine hauteur ; on peut aussi l'employer en terrain plat au moyen d'élévateurs alimentant les magasins.

Lorsqu'il faut conserver des approvisionnements considérables, arrivant à un niveau inférieur, par bateau par exemple, ou bien lorsque la disposition de l'usine ne permet pas d'établir une circulation en descente et oblige à élever le niveau des matières à une hauteur considérable, comme cela a lieu dans les hauts-fourneaux, il peut être plus simple d'employer des parcs.

**202. Déchargeur Wehling.** — Pour décharger et charger le minerai, on peut alors employer des grappins articulés (fig. 66), formant comme une sorte de cuillère double, qui s'ouvre quand on vient la poser sur le minerai et qui se ferme quand on la

soulève. La figure 67 représente l'installation d'un parc très important aux hauts-fourneaux de l'Illinois. Le grand déchargeur circulaire sur le bord du quai; entre le parc et les bateaux

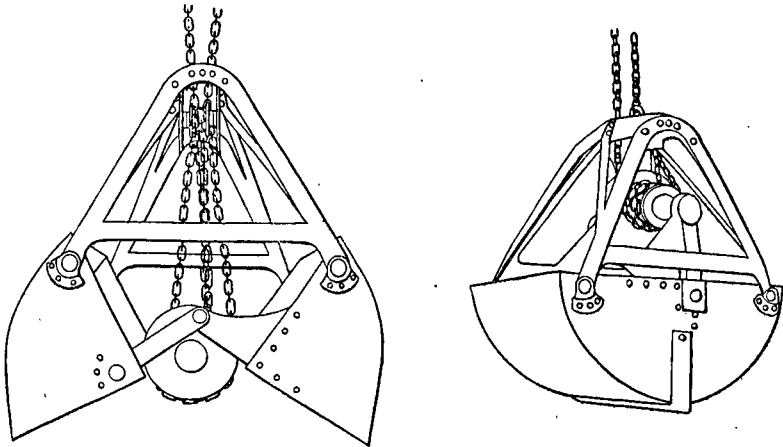


Fig. 66. — Grappin automatique.

sont des échafaudages portés sur des chariots, au sommet desquels sont suspendues des poutres transversales formant ponts. Ces ponts peuvent s'incliner de  $30^{\circ}$ , et ils permettent d'abaisser ou de relever les grappins et de les déplacer transversalement au quai, de manière à décharger plus de 100 tonnes par heure à un prix qui peut s'abaisser à 0 f. 02 par tonne. Les matières sont déposées directement dans le parc ou dans des bennes manœuvrées par de grands ponts roulants; le parc est desservi par deux grands ponts que supportent deux voies placées au milieu à 5 ou 6 mètres d'écartement; ils permettent de reprendre le minerai dans des bennes et de les transporter transversalement à des trémies qui le distribuent à un wagon, lequel à son tour le livre à l'élevateur du haut-fourneau.

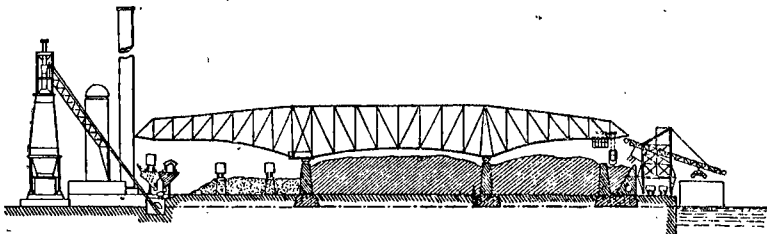


Fig. 67. — Manutention des minerais.



Chacun des deux ponts consomme une force de 160 chevaux, la circulation totale des matières étant de 3.000 à 4.000 tonnes par jour ; le nombre d'hommes nécessaire peut se réduire à un pour 100 tonnes à manipuler par jour, tandis que dans les installations ordinaires il est d'environ un pour 10 tonnes.

**203. Alimentation des fours.** — L'alimentation des fours à cuve se fait le plus souvent par l'intermédiaire de wagonnets ; quand l'étage supérieur n'est pas trop élevé, les wagonnets peuvent prendre le minerai à des trémies distributrices situées au-dessus du niveau des couloirs ; pour les grands hauts-fourneaux,

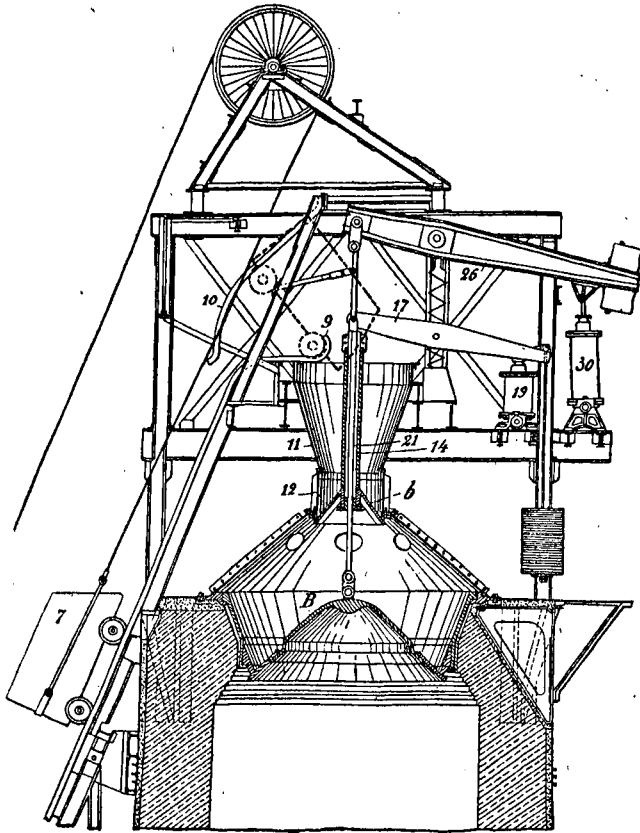


Fig. 68. — Chargeur de haut-fourneau.

les wagonnets doivent être chargés en bas et être élevés par des monte-charge.

Autrefois on employait des monte-charge verticaux aboutissant à une voie supérieure qui permettait de desservir plusieurs fourneaux ; lorsque la production est considérable, on simplifie les manœuvres et on les rend presque automatiques au moyen des élévateurs inclinés. Les wagonnets sont tirés par un câble et aboutissent au sommet à un basculeur automatique ; les rails porteurs se recourbent et, au-dessus, sont disposés des contre-rails guidant les roues d'arrière, de manière que le wagon vienne prendre la position indiquée en pointillé sur la figure. La charge est versée dans des trémies fermées par des cônes mobiles.

**204. Conveyeurs.** — Pour la distribution aux fours à réverbère, le minerai a le plus souvent à parcourir des trajets assez longs pour être livré en un grand nombre de points. Ordinairement on emploie des wagonnets circulant sur des voies ferrées ; mais, lorsque la circulation est active et régulière, on peut obtenir une solution plus économique au moyen de conveyeurs. Ces appareils, très employés en Amérique, commencent à se répandre dans les usines à gaz en Europe. On peut en distinguer deux types principaux, ceux qui sont fondés sur le principe de la chaîne ou de la toile sans fin, et ceux qui comportent des couloirs fixes avec des appareils propulseurs ; ces derniers ne conviennent que pour les matières fines.

**205. Courroies porteuses.** — Les conveyeurs à courroie sont de beaucoup les plus simples ; lorsque la courroie est plate, on ne peut la charger que sur une faible hauteur, et sa vitesse ne dépasse guère 1 m. 50 par seconde. On peut augmenter le débit en employant des courroies larges et concaves (fig. 69), soutenues par trois galets, l'un au milieu, à axe horizontal, et les deux autres latéraux, à axe incliné de 45°. On encadre parfois les courroies de rebords fixes pour éviter les chutes accidentelles. Il est bon, pour les grands trajets, d'intercaler par places des galets latéraux bombés, pour ramener la matière au centre ; la vitesse peut atteindre 2 m. 50 par seconde et le débit 30 ou 40 tonnes par heure.

Ces appareils peuvent fonctionner comme élévateurs sur des pentes de 1/5 ; on peut compter sur une force de 4 chevaux, environ, pour un convéyeur en pente faible de 50 mètres de long.

Le caoutchouc est la matière qui résiste le mieux à l'usure ; les

grandes courroies peuvent être faites en chanvre ou en coton recouvert d'une couche de caoutchouc. Les poulies de retour

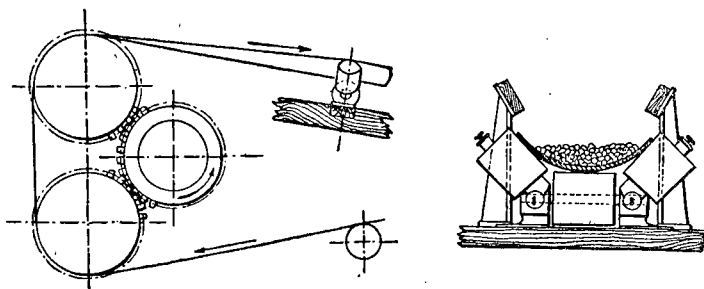


Fig. 69. — Conveyeurs à courroies.

doivent être de grand diamètre, entre 0 m. 75 et 1 m. 20, et, pour les grandes courroies, il y a avantage à employer deux poulies, comme le montre la figure 69.

Les largeurs usuelles de courroie varient de 0 m. 30 à 0 m. 90, ce qui, pour une vitesse moyenne de 100 mètres par minute, donne des débits de 20 à 150 mètres cubes par heure; on a été à des vitesses de 200 mètres, qui paraissent un peu exagérées.

La difficulté de bien tendre la courroie limite la longueur, qui ne peut guère dépasser 15 à 20 mètres.

L'inclinaison peut atteindre, suivant les matières à transporter, jusqu'à 26 degrés.

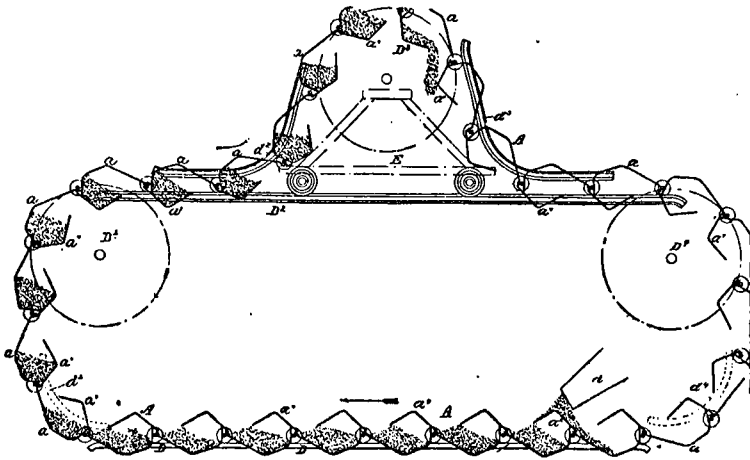
**206. Tabliers métalliques.** — Les transporteurs à tablier métallique, constitués par des lames articulées sur des chaînes sans fin, consomment plus de force et marchent beaucoup moins vite : ils sont plus coûteux d'entretien et de construction, mais ils atteignent facilement des longueurs de 200 mètres et on en a fait jusqu'à 500 mètres; ils présentent l'avantage de s'appliquer aux matières chaudes.

La vitesse linéaire peut varier entre 0 m. 30 et 0 m. 90 par seconde.

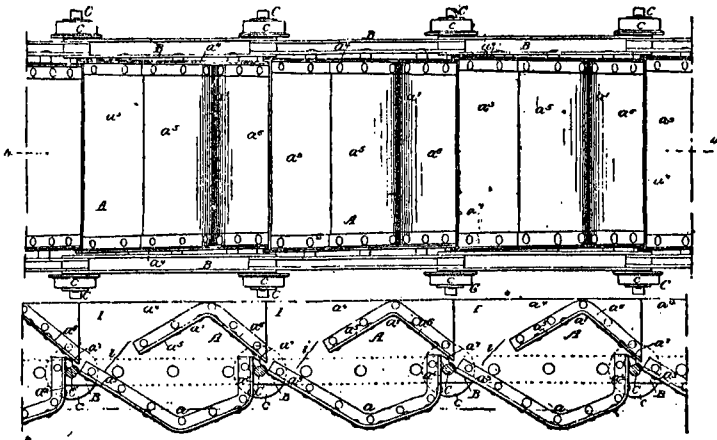
Au chemin de fer métropolitain de Paris, un transporteur à tablier de 120 mètres de longueur (vitesse 0 m. 40 par seconde, largeur 0 m. 50) amène les charbons du quai à un élévateur de 25 mètres. Ils sont versés dans une bascule automatique et repris par un transporteur à godets, de 150 mètres de long, qui

les distribue en un point quelconque des soutes situées au-dessous. Les godets ont 0 m. 50 de largeur et contiennent 30 kgs. chacun.

L'appareil peut débiter 30 tonnes par heure ; il occupe 3 hommes, et consomme 8 kilowatts de force motrice, soit environ 11 chevaux.



Application à une montée de A en D<sup>3</sup>.



Détail des godets.

Fig. 70. — Conveyeur Dodje.

Lorsqu'il y a à rattraper des différences sensibles de niveau sur de faibles longueurs, les convoyeurs à courroie doivent ver-

ser la matière dans des chaînes à godets ; on construit des convoyeurs à chaîne et à godets capables de marcher sous toutes les inclinaisons. Les godets sont suspendus à des axes passant à travers les maillons de deux chaînes sans fin et portant à leurs deux extrémités des galets qui roulent sur des rails ; cette dispo-

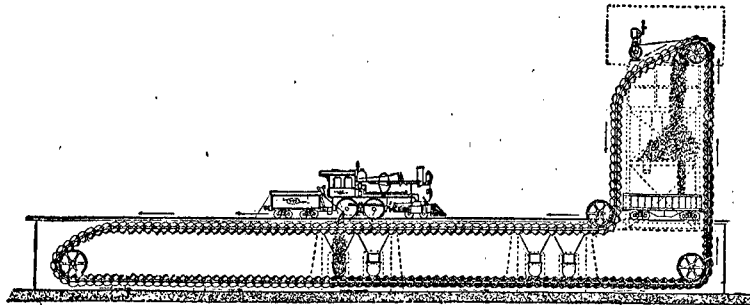


Fig. 71. — Conveyeur pour cendres.

sition permet d'augmenter beaucoup la largeur, le poids étant supporté par les rails et la chaîne ne faisant plus que l'office de tracteur.

Pour éviter toute déperdition, on emploie parfois la forme de godets à recouvrements représentée dans la figure 70. La même

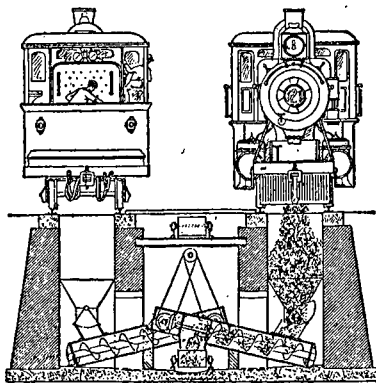


Fig. 72. — Conveyeur pour cendres (Détail des trémies).

chaîne peut servir au transport horizontal et à l'élevation des matières ; le convoyeur peut être chargé au moyen de trémies en un point quelconque du parcours ; le déversement se fait à l'extrémité, par le passage de la chaîne autour d'une poulie qui amène le retournement des godets.

On peut aussi, en différents points du parcours horizontal, provoquer le basculement du godet, soit au moyen de butoirs, soit par des crémaillères agissant sur un pignon fixé sur l'axe. On a construit un convoyeur de 30 mètres de long s'élevant à 10 mètres de hauteur; 90 tonnes par jour emploient une force de 30 chevaux.

L'inconvénient de ce système est l'usure rapide des maillons de la chaîne et des axes, lorsqu'on transporte des matières dures donnant de la poussière; il conviendra, en général, mieux pour le charbon que pour les minerais, qui sont souvent quartzeux.

La vitesse linéaire peut varier entre 0 m. 30 et 0 m. 90, suivant que les matières sont plus ou moins friables et qu'il y a plus ou moins d'intérêt à ne pas les briser.

La puissance absorbée est de deux à trois fois plus forte que pour les courroies, elle dépasse le double de la puissance théoriquement nécessaire pour l'élévation sur une même longueur.

**207. Transporteurs à couloir.** — Les convoyeurs à couloir fixe s'emploient surtout pour la manipulation des grains; ils sont appliqués aussi dans beaucoup d'usines de cyanuration du sable aurifère. Ils présentent l'avantage : 1<sup>o</sup> de se prêter au mélange de matières différentes; 2<sup>o</sup> de pouvoir être chargés ou déchargés en un point quelconque, au moyen de trappes mobiles. L'appareil propulseur peut être de nature différente; l'un des plus simples et des plus réguliers comme fonctionnement est la vis d'Archimède; mais il a l'inconvénient de se dégrader rapidement par l'usure des têtes de rivet; en Amérique on a construit des machines permettant de laminer une hélice très longue, faite d'une seule feuille de tôle, de manière à ne laisser aucune rivure exposée au frottement.

Le pas de l'hélice est en général la moitié du diamètre. — Il peut varier entre  $\frac{1}{3}$  et  $\frac{5}{6}$ . Voici un exemple des débits que l'on peut obtenir :

Diamètre	Nombre de tours	Mètres cubes par heure
0 10	130	1,50
0 20	100	8
0 40	85	33
0 50	60	60

Si l'on a de grandes distances à parcourir, il faut les diviser en plusieurs tronçons dont la longueur ne dépasse pas 20 mètres. Les arbres successifs peuvent être commandés tous par un câble en acier.

On emploie aussi pour la propulsion des chaînes sans fin à palettes dont les brins de retour se trouvent au-dessus du couloir. Dans l'atelier de cyanuration de Euréka, un convoyeur transportant 150 tonnes par jour est actionné par une tige rigide qui reçoit un mouvement d'oscillation ; cette tige porte des palettes suspendues à des axes horizontaux calés d'un côté par des taquets, de manière à ne pouvoir se relever que dans un sens : elle reste rigide et pousse le sable, pendant la course en avant ; elle se relève et vient glisser sur une surface, pendant la course en arrière. Quoique la moitié du temps soit perdue pour le transport, ces appareils sont, dit-on, très économiques.

**208. Convoyeur à secousses.** — Depuis quelque temps, on a introduit un troisième système de convoyeurs, ce sont les tables à secousses ; ces appareils étaient employés dans la préparation des minerais sur de petites longueurs, on peut aussi s'en servir comme transporteurs. La table se compose d'un couloir suspendu, ou porté par une série de tiges en bois de frêne, flexibles, formant ressort ; un arbre moteur lui imprime une série d'oscillations rapides, dont chacune provoque une secousse qui lance le minerai toujours dans le même sens.

Les tiges de support peuvent avoir environ 40 centimètres de longueur et être espacées de 1 m. 20. On obtient une vitesse de 10 centimètres par seconde, qui, avec un couloir de 40 centimètres de largeur, donne un débit de 8 tonnes à l'heure, environ ; avec une largeur de 60 centimètres, on peut avoir un débit de 14 tonnes, l'arbre tournant à raison de 360 tours par minute.

Avec des couloirs de 1 m. 20 de largeur et 0 m. 20 de profondeur, on peut porter le débit à 50 tonnes de charbon.

Ce système peut s'appliquer à des matières en gros morceaux.

Pour les longueurs supérieures à 25 m., on emploiera plusieurs appareils se déversant l'un dans l'autre.

**209. Résultats économiques.** — Voici, d'après M. Zimmer (1), comment se classeraient les divers types au point de vue

(1) *Bulletin de la Société d'encouragement*, T. 105, n° 5.

de la puissance absorbée (Pour un transport de 50 tonnes à 30 m. de distance) :

Conveyeur à courroies . . . .	5 chevaux
— oscillants. . . . .	8-9 —
— à plaques. . . . .	13 —
— à vis . . . . .	19 —

Nous donnons d'après le même auteur un tableau des frais dans divers cas (voir ci-contre).

Il faut remarquer que les n<sup>os</sup> 8 et 9 ont été observés dans des conditions défavorables : le transport du coke chaud occasionne une usure si rapide que le transport par brouettes devient moins onéreux.

Il y a probablement aussi des circonstances spéciales qui expliqueraient l'importance anormale des frais d'entretien pour les n<sup>os</sup> 4 et 6, et leur faible valeur pour le n<sup>o</sup> 10.

Avec des installations mécaniques bien étudiées, les frais de transport intérieurs et de manutention entre les magasins et les fours pourront se réduire à 0 fr. 20 par tonne, tandis que dans beaucoup d'usines ils atteignent 1 franc et même 1 fr. 50.

Dans les usines à gaz, l'emploi des conveyeurs permet de réduire de moitié le personnel employé; mais, par suite des frais d'entretien, l'économie réelle ne dépasse pas le tiers ou le quart des frais de main-d'œuvre ordinaires. Elle serait plus considérable dans les pays où la main-d'œuvre est chère.

Dans certains cas, comme pour le coke ou les minerais friables destinés aux fours à cuve, ces avantages seront compensés en partie par l'inconvénient de brider les matières et d'augmenter la proportion de menus. Il faudra réduire les vitesses au minimum et éviter les chutes trop fortes.

Il pourra être préférable alors d'opérer le transport par wagonnets ou par bennes circulant sur des voies ferrées ordinaires, ou suspendus à des voies aériennes, et élevés par des ascenseurs, de manière à supprimer les transbordements.

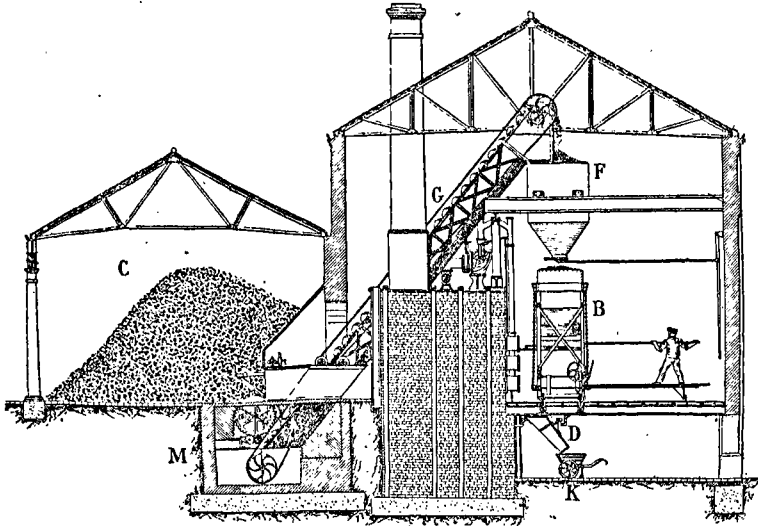


Désignation des appareils	Longueur utile	Dépenses de 1 <sup>er</sup> établissement		Débit par heure	Vitesse de translation par minute	Frais d'entretien		Nature des matières
		totales	par mètre			par tonne	par tonne transportée à 30 mètres	
	mètres	fr.	fr.	tonnes	mètres	centimes	centimes	
Élévateurs à godets .....	22 20	38.850	350	30	42	0 60	0 85	Charbon.
Élévateurs inclinés.....	17 4 et 21 6	20.475	525	20	42	9 15	14 05	Coke chaud.
Élévateur.....	12	10.700	445 80	10	24	0 45	1 45	Oxyde de fer et chaux.
Conveyeur à courroie.....	29 40	11.075	375	20	40	10	10 20	Petit coke et poussier.
Conveyeurs à plaques .....	9	7.400	205 80	40	75	1 15	3 80	—
Conveyeur à courroie .....	33	4.300	130 40	»	42	46 30	42 10	Sulfate d'ammoniaque.
Conveyeurs à plaques.....	27 30	28.975	530 80	40	54	0 40	0 45	—
Conveyeur à tablier.....	37 50	50.650	302 50	30	12 75	37 20	29 70	—
Entraîneur à raclettes.....	27	18.600	215	20	14 40	8 95	9 40	Coke chaud.
Conveyeur oscillant.....	517 en 21 tronçons	44.500	85	»	»	1 5	0 02	Charbon.

## B. — CHARGEMENT DES FOURS

**210. Chargement par la voûte.** — Il est très important, pour la marche économique des fours à réverbère, d'activer toutes les manœuvres et, par suite, de rendre le chargement presque automatique.

Lorsque ces fours traitent des minerais qui ne sont pas en trop gros morceaux ou des mattes grenillées, on les charge le plus souvent au moyen d'une trémie placée dans la voûte : la charge est alors toute prête d'avance, et il n'y a qu'à ouvrir les trappes des trémies pour la laisser tomber sur le sol. Lorsque les matières premières arrivent d'un niveau supérieur, elles sont emmagasinées dans de grandes trémies suspendues, d'où on les fait tomber directement dans les trémies de chaque four. Dans le cas contraire, on les transportera par des convoyeurs et des élévateurs, de manière à avoir toujours au-dessus du four un approvisionnement suffisant.



C, magasin ; M, machine motrice et cassage du charbon ; G, chaîne à godets ; F, trémie ; B, machine West à charger les cornues ; D, déchargement du coke ; K, brouette à coke.

Fig. 73. — Elévateur et chargeur d'usine à gaz.

On a employé quelquefois un autre procédé consistant à étendre le minerai en couches assez minces sur une plate-forme

surmontant la voûte ; la charge se chauffe alors en utilisant une partie de la chaleur perdue par les parois. Ce système est à recommander, surtout lorsque les minerais sont humides, mais il exige peut-être un peu plus de main-d'œuvre que celui des trémies. On pourrait remédier à cet inconvénient en disposant, au-dessus du four, une voie où circuleraient des chariots qui déverseraient régulièrement le minerai sur la plateforme, et en installant des râtaux mécaniques pour balayer les charges et les pousser dans les trappes par où elles tomberaient dans le four.

Nous donnons ci-après (fig. 74) l'ensemble schématique des dispositions adoptées dans une usine à gaz pour assurer, d'une manière continue, l'arrivée de la houille et l'enlèvement du coke. Des dispositions analogues pourraient être adoptées dans toutes les usines employant des fours à réverbère, pour assurer l'alimentation en combustible et en minerai.

## LÉGENDE DE LA FIGURE 74

Les flèches indiquent le sens du mouvement :

Arrivée des wagons chargés de charbon ; départ des wagons chargés de coke ;

Départ des wagons de charbon ; arrivée des wagons pour coke ;

Mouvement du charbon sur les transporteurs ou élévateurs ;

Mouvement du coke sur les transporteurs ;

Retour des portions de transporteurs ou d'élévateurs une-fois vides.

Le charbon arrive sur les wagons *a* et se déverse dans les divers compartiments ; en cas de nécessité, on peut encore accumuler le charbon en *c*.

Le hangar à charbon est assez élevé pour permettre le passage d'une grue sur les voies où passent les wagons *a*, pour le cas où les transporteurs seraient en réparation.

Des transporteurs longitudinaux *d* amènent le charbon à un transporteur transversal *e*, qui lui-même amène le charbon au casseur F.

Des voies spéciales permettent à des wagons *g* d'amener directement le charbon au casseur F sans passer par le magasin.

Des élévateurs *h* amènent le charbon dans une trémie *k* (non représentée sur la vue en plan).

Par des orifices *l* le charbon est déversé dans les machines à charger, qui l'introduisent dans les cornues *m*.

Le coke retiré des cornues est en partie introduit dans les gazogènes par les gueulards *n*. Le surplus est pris par les entraîneurs longitudinaux *p*, puis par l'entraîneur transversal *q*, et amené aux wagons *r*.

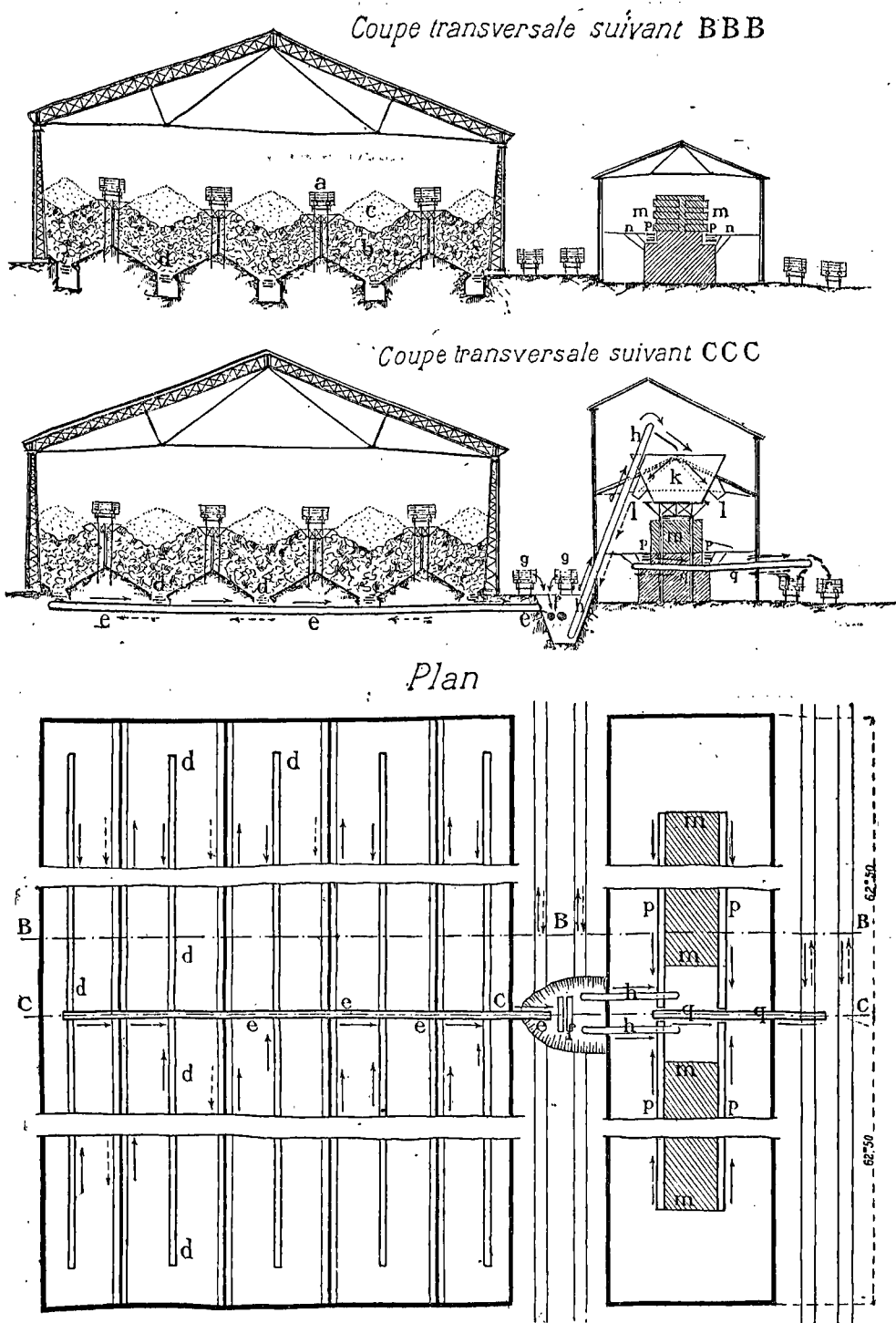


Fig. 74. — Ensemble d'une usine à gaz avec convoyeurs.

**211. Chargement latéral.** — Lorsqu'il s'agit d'enfourner de gros morceaux, ou bien des lingots métalliques ou des bocages, comme cela arrive pour les fours de fusion, on ne peut plus les faire tomber par des trémies. On peut employer des machines à charger, comme celle qui dessert actuellement les fours Martin, dans certaines aciéries. Ces machines se composent essentiellement d'une bâtisse portée sur un truc et pouvant se mouvoir devant les fours de manière à mettre en mouvement une sorte de bras avec lequel on fait pénétrer, par une porte du four, une caisse contenant les pièces à charger.

**212. Machine Wellmann.** — La figure 75 représente un chargeur Wellman qui est mù par l'électricité, et qui peut enfourner en une minute, environ, une boîte contenant une tonne de matières.

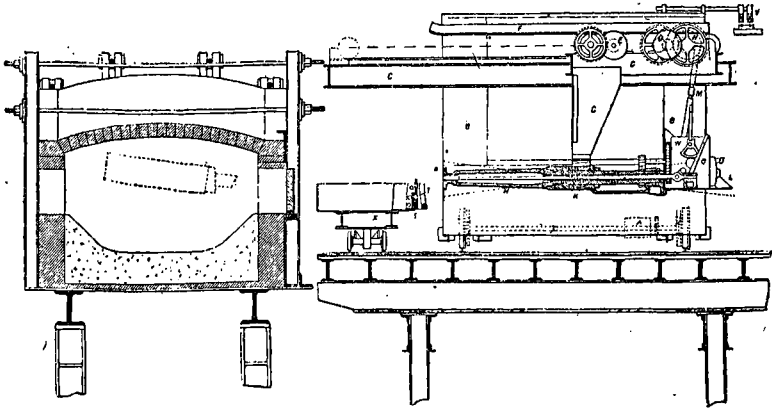


Fig. 75. — Enfourneur électrique Wellmann.

Les boîtes sont apportées par un truck qui vient se placer entre le four et le chargeur ; elles sont à fond perforé, de manière à éviter l'humidité ; une de leurs faces est formée par une pièce solide, en acier fondu, portant une encoche où vient se loger l'extrémité du bras chargeur. Ce bras peut recevoir quatre mouvements : un de rotation, pour retourner les boîtes, un d'abaissement ou de relèvement, un enfin d'oscillation dans le plan horizontal pour pénétrer dans les différentes parties du four. La boîte étant amenée par le truck, on approche le bras de l'encoche et on l'abaisse de manière à l'y engager, puis on l'y fixe au moyen d'un verrou ; alors le bras se soulève et pénètre

dans le four, où on le fait tourner de manière à vider la boîte. La bâtisse se compose de deux boîtes fermées réunies par quatre pylônes en tôle portant quatre moteurs électriques ; l'un de ces moteurs ( $M_2$ ), de 25 chevaux, est placé au-dessous du châssis et

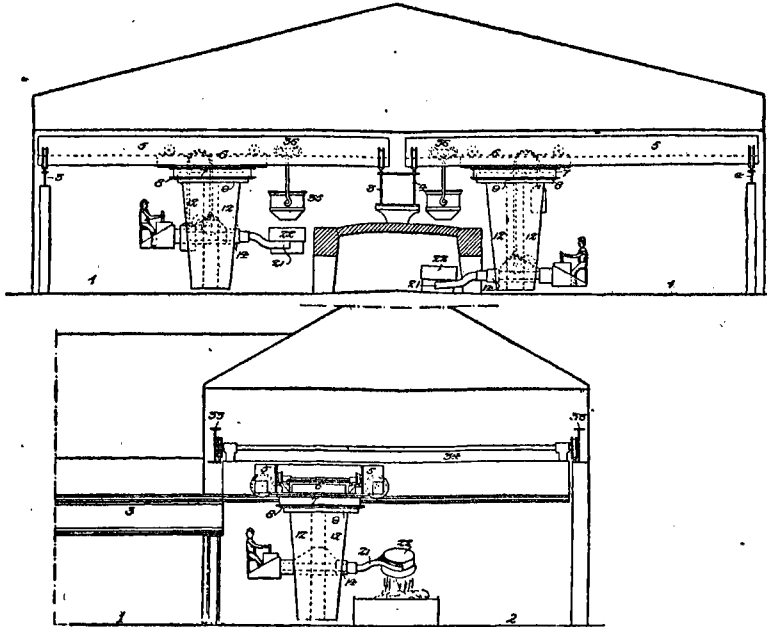


Fig. 76. — Enfourneur Wellmann et Seaver pour four à creuset.  
(Ensemble d'une manœuvre).

sert à actionner les roues et à déplacer le chargeur devant la ligne des fours. Deux autres moteurs analogues ( $M$  et  $M_1$ ) servent à donner au bras le mouvement de va-et-vient et le mouvement de haut en bas, le faisant osciller comme une balance autour de ses tourillons.

Le quatrième moteur ( $M_3$ ), de 3 chevaux  $1/2$ , peut faire tourner le bras autour de son axe ; ce bras est supporté par une pièce, à l'intérieur de laquelle il peut tourner, qui est suspendue à un chariot supérieur pouvant coulisser sur deux poutrelles qui s'avancent en porte-à-faux.

La puissance moyenne nécessaire pour actionner la machine ne dépasse pas 30 chevaux, les différents moteurs ne fonctionnant pas généralement ensemble.

Une machine de ce genre peut desservir un four de 30 tonnes ;

le chargement, dans ces conditions, n'occupe que 6 hommes par four, au lieu de 12 : on réalise donc une économie de près de 50 0/0 sur la main-d'œuvre, et le rendement des fours peut être augmenté de 10 à 20 0/0 par suite de la diminution des causes de refroidissement. Il en résulte une économie analogue en charbon.

**213. Chargement des fours à cuve.** — Les fours à cuve se chargeaient autrefois en lançant des charges dans le gueulard avec des poignées ; actuellement, on emploie en général des wagonnets culbutant par le côté et pouvant faire le tour du four sur une voie ferrée. On peut aussi employer des wagonnets dont le fond est formé par deux trappes mobiles munies de verrous, et circulant sur une voie qui les mène au-dessus du centre du gueulard ; les wagonnets peuvent être manœuvrés mécaniquement à distance au moyen d'un câble de traction. Ce système peut être avantageux lorsque l'on travaille avec un gueulard chaud, le service des chargeurs étant alors assez pénible ; dans ces conditions, il faut environ 4 hommes par fourneau, soit 12 hommes par 24 heures, pour charger 320 tonnes de matières. On a pu, dans un four à cuivre, diminuer de moitié la main-d'œuvre en employant un wagon chargeur manœuvré par un moteur électrique de 15 chevaux.

Ce système s'applique bien aux fours à section rectangulaire, où l'on peut faire passer le wagon successivement sur les différentes parties de la longueur. Pour un four circulaire à large section, il sera plus difficile de bien répartir les charges ; dans ce cas on peut employer un cône fixe de répartition placé entre le gueulard et la voie sur laquelle circule le wagon chargeur. Ce système est employé dans beaucoup de hauts-fourneaux modernes (v. fig. 68).

**214. Chargement des fours à cornues.** — Dans la fabrication du gaz d'éclairage, où on distille la houille dans des cornues par un procédé tout-à-fait analogue à celui du traitement des minerais de zinc, on a essayé beaucoup de systèmes pour simplifier la main-d'œuvre en rendant le chargement et le déchargement plus ou moins automatiques.

Dans certaines usines, on emploie des cornues ordinaires avec des machines à charger ; ces machines peuvent être mues par

pression hydraulique ou par l'air comprimé : on pourrait évidemment, aussi, y appliquer l'électricité. Pour le chargement, on introduit dans la cornue une cuillère que l'on peut faire tourner autour de son axe de manière à déverser le charbon alternativement à droite et à gauche.

Pour le déchargement, on y fait pénétrer des crochets avec lesquels on tire le coke.

La machine donne aux tiges sur lesquelles sont fixés les cuillères ou les crochets les mouvements voulus d'avancement ou de recul et de rotation ou d'élévation.

On obtient un résultat plus complet par l'emploi de cornues inclinées ouvertes aux deux bouts ; le chargement se fait alors spontanément par l'action de la pesanteur, et le déchargement est aussi presque spontané ; il suffit d'ébranler légèrement la charge pour qu'elle glisse à l'extérieur. On obtient donc, sans machine, une manœuvre à peu près automatique.

La figure 72 représentant le four Coze montre clairement cette disposition (1).

Ces systèmes sont très employés en Allemagne ; ils permettent de réduire la main-d'œuvre et d'augmenter le rendement des fours : on arriverait, dit-on, à réduire de près de moitié les frais de fabrication avec l'emploi des cornues inclinées.

On pourrait songer à appliquer ce perfectionnement aux fours à zinc ; toutefois il y aurait évidemment des études longues et difficiles pour en rendre l'application pratique. Même pour les fours à gaz, dont la conduite est beaucoup plus simple, ces systèmes n'ont pas réussi également partout ; beaucoup d'ingénieurs les considèrent encore comme trop délicats et compliqués. Les difficultés seraient sûrement plus grandes avec les fours à zinc.

### C. — APPAREILS DE COULÉE

**215. Procédés ordinaires.** — Pour activer la coulée des fours, le moyen le plus simple et le plus employé aujourd'hui, en Europe, consiste à couler toute la charge dans une poche portée sur un chariot, qui peut aller se placer au-dessus des

(1) *Bulletin de la Société d'encouragement*. Octobre 1897.



lingotières pour y distribuer le métal. Dans les anciens ateliers Bessemer, la poche de coulée, portée par une grue hydraulique, était placée devant les convertisseurs et pivotait pour desservir les lingotières disposées dans une fosse circulaire. Il est bien préférable, pour dégager immédiatement la place, d'emmener la poche au moyen d'un chariot ou d'un pont roulant, et de reporter à une certaine distance tout le travail de coulée. Quand la masse de métal fondu est importante, elle conserve assez longtemps sa chaleur et il est, en général, avantageux de ne pas la couler trop chaude.

Remarquons que l'emploi de fosses profondes, telles qu'on les faisait autrefois, est très incommode et peut avoir des inconvénients au point de vue de l'humidité; il vaut mieux surélever les appareils: au besoin, la poche de coulée peut être remontée par un monte-charge au-dessus des lingotières.

Au lieu de déplacer toute la charge du métal, on peut faire la coulée directement du four en faisant défiler devant lui les lingotières; ce système est plus logique dès qu'il s'agit de couler des petits lingots. On l'a employé, d'abord, en Europe, pour les fours Martin, afin d'éviter toute cause de refroidissement; les anciens fours ne donnant que juste la température nécessaire pour l'acier doux, on faisait circuler devant le bac de coulée les lingotières portées sur des chariots ou sur une plaque tournante.

**216. Machines à couler.** — On peut rendre automatiques et continues toutes les opérations destinées à activer la coulée et l'enlèvement des produits, en employant les machines à couler, qui sont actuellement d'un usage fréquent en Amérique, surtout pour les coulées du cuivre, dans les raffineries électriques, et que l'on commence aussi à appliquer pour la coulée de la fonte des hauts-fourneaux.

Ces machines sont de deux types: les machines à chaînes et les machines rotatives.

Dans les premières (fig. 78) les lingotières sont fixées sur les maillons d'une chaîne sans fin; elles viennent passer d'abord devant le four, et l'on y fait couler le métal par l'intermédiaire d'un petit bassin en entonnoir, placé devant le trou de coulée, et d'un chenal en tôle articulé que l'on peut relever légèrement lorsqu'il faut interrompre l'écoulement. Les moules pleins passent ensuite par une phase de refroidissement où le métal se

solidifie. On peut activer le refroidissement en arrosant d'eau les moules, ou profiter de la flexibilité de la chaîne pour les faire plonger complètement dans un bac plein d'eau. Les moules

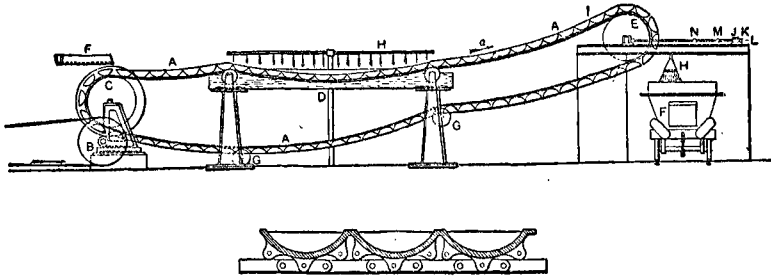


Fig. 77. — Conveyeur pour scories.

refroidis arrivent à la poulie supérieure, qui peut être placée à une hauteur convenable pour les décharger; après avoir passé sur cette poulie, ils laissent tomber les lingots dans un couloir incliné. Pendant la période de retour, les moules achèvent de se refroidir; on peut les arroser par des jets d'eau verticaux, et même préparer le badigeonnage en y lançant des jets de chaux

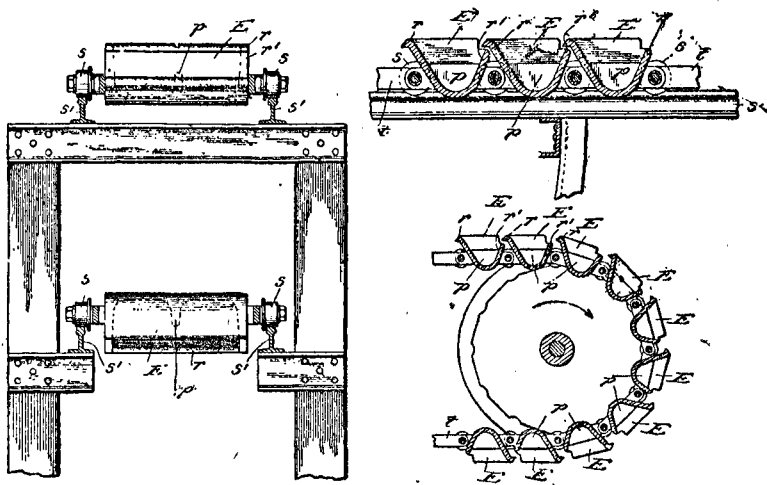


Fig. 78. — Machine à couler Uehling et Muller. (détail de la chaîne).

ou encore en les faisant passer sur la flamme de matières résineuses qui y déposent du noir de fumée. Après avoir fait le tour de la poulie inférieure, les moules reviennent vers le four et effec-

tuent, avant d'y arriver, un certain trajet pendant lequel on peut chauffer et badigeonner ou remplacer les moules détériorés.

Dans les machines rotatives, les moules sont placés sur la périphérie d'une espèce de grande roue qui tourne par un mouvement régulièrement intermittent ; chaque moule vient successivement s'arrêter devant le four, puis faire un tour complet et passer par les différentes phases que nous venons d'indiquer.

**217. Machine Walker.** — La machine Walker se compose (fig. 79) d'une roue centrale portant une série de bras constitués par un cadre de forme triangulaire. Ces bras peuvent être placés à des distances variables, suivant la longueur des moules ; les moules reposent à l'extrémité, appuyés sur les bras, et peuvent basculer sur des tourillons. Dans leur position ordinaire, leur ouverture est tournée vers le haut ; en soulevant le côté qui se trouve vers l'intérieur de la roue, on peut les renverser : lorsque le moule est droit, il porte de ce côté une espèce de queue qui peut servir à le retourner. Quand on veut couler de petits lingots, on réunit plusieurs moules dans un cadre.

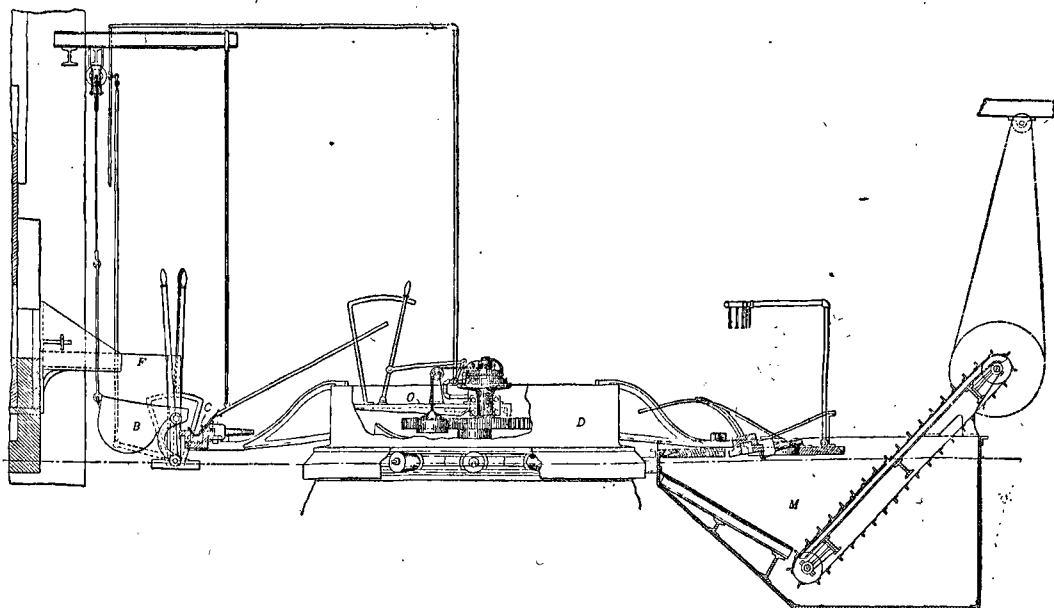
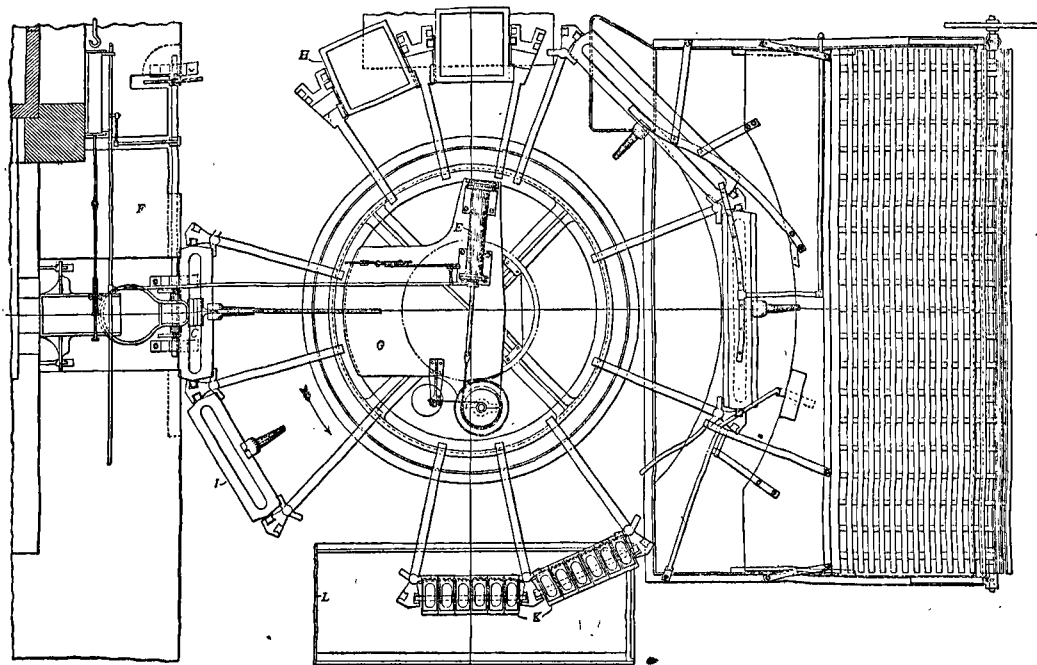
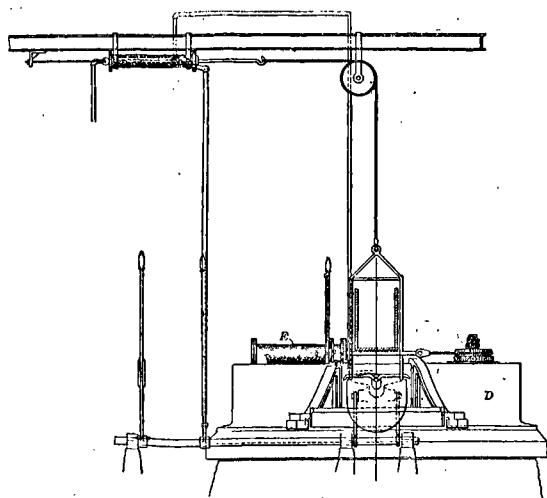


Fig. 79. — Machine à couler Walker (Élévation).

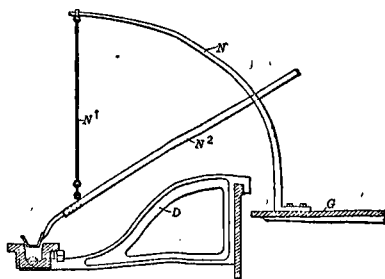
Plan.



Profil.



Détail.



Même fig. 79. -- Machine à couler Walker.

La roue peut recevoir, à volonté, un mouvement de rotation intermittent au moyen d'un cylindre hydraulique horizontal placé au-dessus ; ce cylindre fait mouvoir un piston dont la tige commande, par l'intermédiaire d'un flexible, une poulie sur l'arbre de laquelle se trouve un engrenage agissant sur la roue dentée calée sur l'axe de la grande roue. Lorsqu'on admet l'eau dans le cylindre, la tige du piston rentre et tire le flexible, qui fait tourner la poulie d'une certaine quantité.

Lorsque l'on met le cylindre à l'échappement, le piston est ramené à sa position première par un flexible portant un contre-poids, et, dans ce mouvement, il n'agit point sur l'engrenage commandant la roue, laquelle ne tourne jamais que dans un sens. Le machiniste se tient sur une plate-forme au-dessus du cylindre ; il arrête successivement chaque moule devant le fourneau, puis, à l'extrémité opposée, les moules passent au-dessus d'une fosse pleine d'eau où ils basculent, — la cuve qui sert à les manoeuvrer passant sur des guides inclinés qui la relèvent peu à peu. Au moment où ils sont renversés, ils reçoivent sur leur fond une pluie d'eau qui les refroidit ; sur le trajet qui suit, ils sont d'abord remis en position par d'autres guides inclinés, et on répare leur badigeonnage avant qu'ils reviennent au fourneau.

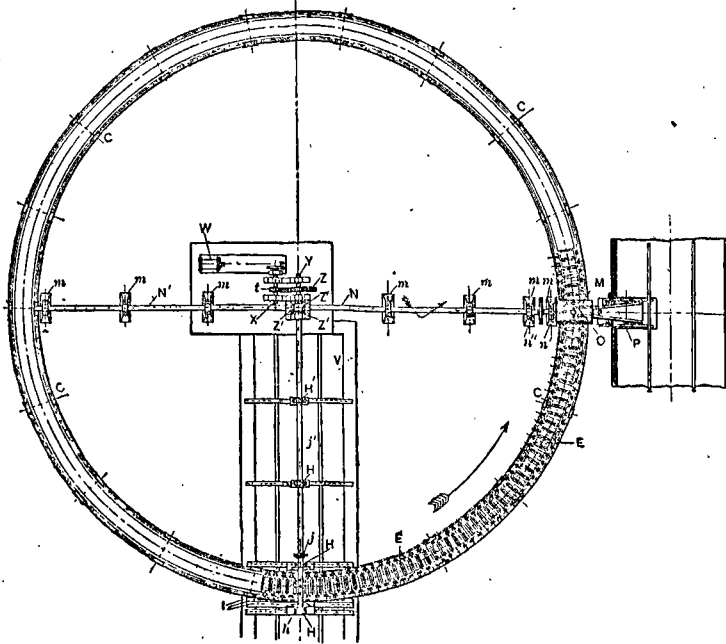
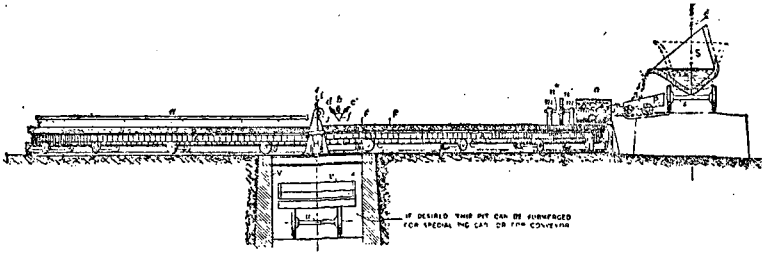
Les lingots sont enlevés par un convoyeur ; le travail de coulée n'exige que deux hommes, un au fourneau et un à la machine, plus deux ouvriers chargés du badigeonnage des moules.

On arrive à couler 20 à 25 tonnes de cuivre par heure ; les fourneaux actuellement employés peuvent produire plus de 50 tonnes par jour, et on en construit qui feront jusqu'à cent tonnes.

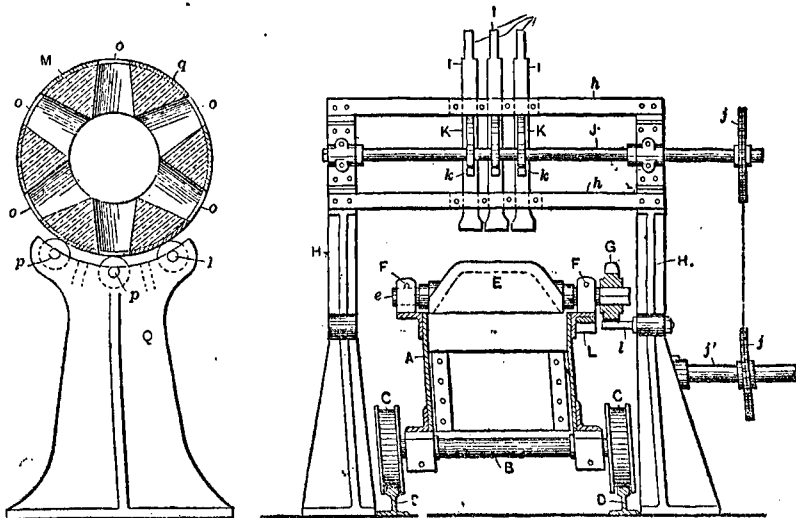
Le prix de l'installation mécanique peut être de 10.000 à 15.000 francs, auxquels il faut ajouter 10.000 francs de redevance.

Le convoyeur absorbe un effort d'environ un cheval ; la pression hydraulique est très faible et peut être fournie par l'alimenteur d'eau des chaudières. Grâce à la haute température que conserve le four par suite de la rapidité des manoeuvres, la fusion d'une charge de 60 tonnes ne dure pas plus de 4 h. 1/2 à 6 heures.

Lorsque les lingots ont une certaine longueur, il faut répartir le jet de coulée sur divers points pour obtenir un lingot sain, afin que le métal arrive fluide dans toutes les parties ; on



Elévation et plan.



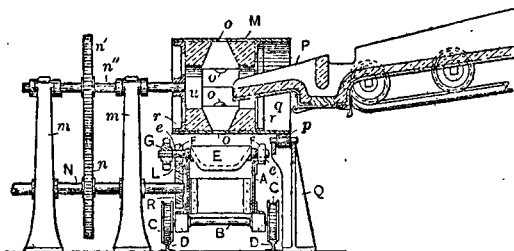
Détail du distributeur, du basculeur et du garnisseur.

Fig. 80. — Machine à couler Ramsey.

peut employer pour cela des chéneaux multiples comme on le voit dans la figure 79, ou faire tomber le métal par l'intermédiaire d'une poche tournante nommée déflecteur, ou encore recevoir le jet sur une sorte de rigole mobile qui le renvoie vers les deux extrémités du moule.

Dans ces installations, lorsque l'on refroidit les moules par arrosage, il faut faire attention qu'il ne puisse pas y rester d'eau au moment de la coulée; il vaut donc mieux les arroser sur le fond et non à l'intérieur, et, en tout cas, ils doivent parcourir avant de revenir au fourneau un trajet suffisamment long pour bien se sécher. Le séchage s'effectue très rapidement lorsque le refroidissement a été assez modéré pour laisser au moule une certaine température.

**218. Machine Ramsey.** — La machine Ramsey se compose d'un grand anneau roulant sur une voie circulaire et actionné par un bras horizontal tournant, qui fait mouvoir une crémaillère; les moules sont montés sur tourillons; le démoulage peut se faire en un point quelconque du cercle, en y plaçant une crémaillère agissant sur un pignon monté sur l'axe de suspension des moules et qui les fait tourner. Ce mouvement permet de retourner le moule, et des frappeurs, disposés au-dessus, viennent marteler le fond pour activer la chute du lingot. Dans cette machine, aucun des organes moteurs délicats n'est exposé directement à la chaleur; le remplacement d'un moule isolé se fait facilement.



Même fig. 80. — Machine à couler Ramsey. (Détail du déverseur.)

L'une des parties les plus intéressantes de la machine Ramsey est le tambour servant d'intermédiaire à la coulée, qui permet de la faire d'une manière continue. Dans les machines à chaîne sans fin, pour éviter la déperdition de métal dans l'intervalle des

moules, on emploie des godets à recouvrements, mais ce système, d'un agencement délicat, rend les réparations plus difficiles : il vaut mieux laisser les moules isolés et faire la coulée par un organe intermédiaire qui permette d'interrompre le déversement à l'extérieur sans interrompre l'écoulement du fer.

Dans les machines Walker, cet intermédiaire est une petite poche susceptible de s'incliner à volonté ; on la relève entre le passage des deux moules consécutifs, et sa capacité lui permet d'emmagasiner le métal qui coule pendant ce temps assez court.

Le tambour intermédiaire du système Ramsey n'exige aucune manipulation spéciale et permet un déversement continu ; c'est un cylindre garni de terre réfractaire qui reçoit la coulée dans son axe et la distribue alternativement par 6 orifices percés dans ses parois. Ce tambour tourne autour de son axe de manière que l'orifice qui se trouve au point le plus bas suive le mouvement du moule ; pour assurer la concordance des deux mouvements, ils sont produits par le même bras moteur qui, au moyen d'un engrenage, actionne le tambour en assurant une vitesse périphérique égale à celle de l'anneau.

Les procédés de chargement et de coulage mécaniques n'ont pas seulement pour avantage de diminuer la main-d'œuvre ; en évitant les pertes de temps, ils permettent encore d'augmenter la production du four et ils deviennent ainsi une cause indirecte d'économie de combustible.

#### D. — COMMANDE DES MOTEURS

**219. Transmissions électriques.** — Avec la multiplication et la complexité des services mécaniques que comportent les usines modernes, l'électricité est devenue un auxiliaire précieux et presque indispensable ; c'est en effet le meilleur moyen de distribuer la force à une source de machines multiples et mobiles.

La transmission par courroie absorbe une énergie considérable ; l'emploi de machines spéciales pour des petits moteurs n'est pas en général économique, par suite de la mauvaise utilisation de la vapeur dans les machines de faible puissance et des condensations qui se produisent dans les conduites d'alimentation lorsqu'on leur donne un grand développement.

Dans ces conditions, on utilise souvent à peine 20 ou 30 0/0 de la puissance motrice ; en commandant chaque appareil par



une petite dynamo, on peut utiliser de 50 à 80 0/0 du travail dépensé sur l'arbre de la génératrice; la distribution du courant par fil est encore d'une installation beaucoup plus simple que celle de tout autre système et s'applique beaucoup mieux à des machines qui doivent se déplacer.

L'emploi de l'électricité pour les transmissions et pour la commande des machines peut faire réaliser de grandes économies dans les ateliers importants. La suppression des transmissions par courroie procure une économie d'environ 20 0/0 sur le prix de fabrication et une diminution de près de 30 0/0 sur l'espace nécessaire, laquelle se traduit par une augmentation sensible de production de l'atelier. Dans de grands chantiers, l'économie de combustible s'est élevée à 60 0/0; elle a été encore beaucoup plus considérable pour l'épuisement dans une houillère où la consommation de charbon a été réduite de 14 tonnes par jour à 2 tonnes 25 avec une installation électrique de 400 chevaux: la main-d'œuvre était en même temps réduite de 7 hommes à 3. Dans les chantiers de construction, où la force motrice représentait une dépense de 10 fr. 35 par 100 fr. de salaire, elle a été réduite à 0 fr. 20.

En même temps, par suite du meilleur emploi de la force et de la diminution des pertes par transmission, on peut réduire la dépense totale d'environ 25 à 30 0/0; dans certains cas, cette réduction a dépassé 50 0/0. Elle est naturellement très variable, comme le sont, en général, les pertes par transmission, qui peuvent aller en moyenne à 40 ou 50 0/0 de la puissance totale et qui atteignent parfois 70 0/0.

L'économie de combustible varie entre 25 et 50 0/0; elle est allée parfois à 60 et même à plus.

L'économie sur le prix de revient est naturellement très variable, suivant le coût de l'énergie électrique. Par exemple, pour des grues à vapeur dont la dépense totale variait de 10 à 15 francs par jour, la dépense de grues électriques équivalentes a été de moins de 9 francs avec du courant à 0 fr. 20 le kilowatt-heure, ce qui est un prix très élevé. D'autre part, grâce à la meilleure utilisation de la force, les grues électriques ont une production plus élevée, et le prix de manipulation d'une tonne a été évalué à 0 fr. 27 avec la vapeur et à 0 fr. 10 seulement avec l'électricité.

Dans une houillère, le roulage électrique est revenu à 0 fr. 04 la tonne kilométrique (0 fr. 06 en tenant compte de l'amortissement) et à 0 fr. 12 avec les chevaux.

Lorsque le charbon est à bas prix, comme en Angleterre, on arrive à un prix de revient de l'énergie qui ne dépasse guère 0 fr. 03 le kilowatt-heure pour une installation d'environ 500 chevaux, et qui descend parfois à 0 fr. 04 et même au-dessous de 0 fr. 03 pour des installations de 1.000 chevaux ; il peut s'élever à 0 fr. 08 pour des installations moins importantes. Au-dessous de 200 ou 300 chevaux, il n'y a pas grand intérêt à produire soi-même l'électricité ; les compagnies de distribution, en Angleterre, la donnent parfois au prix de 0 fr. 10.

**220. Emploi des moteurs à gaz.** — On utilise naturellement les flammes perdues des fours métallurgiques pour la production de la vapeur et de la force motrice.

Lorsque les gaz des fours à cuve sont assez combustibles, l'utilisation peut être très améliorée par l'emploi des moteurs à explosion, qui se généralise pour les hauts-fourneaux. Les moteurs actuels peuvent marcher avec des gaz pauvres dont le pouvoir calorifique ne dépasse pas 600 calories par m<sup>3</sup> (correspondant à une teneur de 20 0/0 d'oxyde de carbone s'il n'y a pas d'autres éléments combustibles).

Les gaz des hauts-fourneaux ont un pouvoir calorifique moyen d'environ 700 calories par m<sup>3</sup>. Si on les brûle sous des chaudières, il en faut au moins 8 m<sup>3</sup> par cheval-heure développé, tandis qu'il en suffit de moins de 3 si on les utilise directement dans des moteurs à explosion.

Un fourneau consommant 100 tonnes de coke par jour produira environ 500.000 m<sup>3</sup> de gaz. Les appareils à air chaud et les pertes en absorbent plus de la moitié. Il en restera 200.000 qui, dans des moteurs à explosion, pourront donner 3.000 chevaux environ : il y aura près de 2.000 chevaux disponibles, si on défalque la quantité nécessaire au service des souffleries (supposées commandées aussi par des moteurs à gaz).

On peut utiliser de la même manière les gaz des fours à cuivre traitant des minerais pauvres, comme ceux du Mansfeld. Les gaz des fours à coke sont plus riches et se prêteront encore mieux à cet emploi.

Si l'on n'a pas de gaz perdus, il peut y avoir intérêt à fabriquer du gaz à l'eau plutôt que d'employer des chaudières, si le charbon est cher. On peut estimer que le moteur à gaz prend l'avantage sur le moteur à vapeur lorsque le prix du charbon dépasse 15 à 18 fr., surtout si ce charbon est maigre.

## Deuxième Partie

# ÉTUDE DES MÉTAUX

---

### CHAPITRE PREMIER

### ESSAIS MÉCANIQUES

**221. Exposé.** — Ce qui caractérise les métaux et motive leur emploi spécial dans l'industrie, c'est la double qualité qu'ils possèdent de pouvoir supporter de grands efforts et, en même temps, d'être susceptibles de se déformer sans se rompre : la première est ce que l'on appelle la résistance, la seconde la malléabilité. Cette dernière qualité est aussi importante que l'autre, à un double point de vue : d'abord, parce que c'est elle qui permet de travailler les métaux, de leur donner des formes variées par le forgeage, le laminage, le tréfilage, etc. ; d'autre part, un métal non malléable casserait brusquement sous un effort anormal, tel qu'un choc, et ne donnerait aucune sécurité pour les constructions ni pour les organes de machines : il serait inapplicable dans la plupart des emplois industriels.

On nomme métaux doux ceux qui offrent une grande malléabilité ; ces métaux peuvent être mous ou résistants, suivant que leur rupture peut être déterminée par des forces faibles ou exige des efforts considérables, mais cette rupture est toujours précédée d'une déformation sensible. On nomme métaux durs ceux qui ont une grande résistance avec une malléabilité modérée, et, enfin, métaux aigres ou fragiles ceux où la malléabilité disparaît presque complètement et qui, à la température ordinaire, se brisent à peu près sans déformation. Ces derniers sont incapables de résister aux chocs, mais, sous une force lente, ils peuvent avoir une grande résistance, comme l'acier trempé, ou, au contraire, une résistance presque nulle, comme l'antimoine et certains de ses alliages, que l'on peut briser à la main : le premier type constituera un métal dur et aigre, le second un

métal très fragile. Suivant le cas, on peut rechercher de préférence dans les métaux, soit la dureté, soit la malléabilité, et il existe une infinité de nuances entre lesquelles on peut choisir pour chaque emploi.

Les essais mécaniques ont pour but de déterminer et de comparer ces deux qualités fondamentales dans les différents métaux ou alliages, en les soumettant à des efforts mesurables et bien définis. On peut les distinguer en deux catégories, les essais scientifiques et les essais empiriques : dans le premier cas, on mesure avec précision certaines quantités, qui sont de nature à traduire par des chiffres les qualités du métal ; dans le second, on se contente de vérifier qu'une pièce peut supporter, sans dommage, une épreuve déterminée, ce qui permet de l'accepter ou de la refuser, mais non d'en définir les qualités exactes.

Nous réserverons le nom d'essais pour ceux qui se traduisent par une mesure numérique, et le nom d'épreuves pour les autres.

Les épreuves empiriques peuvent s'appliquer parfois à la réception des pièces finies, tandis que les véritables essais se font toujours sur des éprouvettes découpées soit dans des lingots bruts, soit dans des pièces déjà travaillées.

La résistance peut se définir assez exactement par l'effort total nécessaire pour rompre un barreau ; cet effort, divisé par le chiffre qui exprime la section, donnera la résistance à la rupture par unité de section ; on l'exprime le plus souvent en kilogrammes par millimètre carré. Dans les pays de langue anglaise, on emploie la livre par pouce carré.

La malléabilité n'est susceptible que d'une mesure plus indirecte, d'après l'importance de la déformation sous un effort déterminé ; on mesure le plus souvent la déformation totale au moment de la rupture, et le mode de déformation peut varier suivant les modes d'essai adoptés.

Les essais les plus usités sont ceux de traction, de flexion, de compression et de choc. Ces derniers servent spécialement à mesurer la fragilité du métal.

## § 1. — ESSAIS DE TRACTION

**222.** — Ces essais consistent essentiellement à briser un barreau par un effort progressif appliqué dans la direction de l'axe. L'effort maximum constitue ce que l'on appelle la charge de rupture, et, rapporté à l'unité de section, il mesure la résistance ; d'autre part, avant de se rompre, le barreau s'allonge plus ou moins, suivant que le métal est plus ou moins doux : l'allongement, exprimé en tant pour cent de la longueur primitive, mesure la malléabilité.

L'essai peut donc se traduire par des chiffres ayant, jusqu'à un certain point, une valeur absolue ; c'est le mode qui est de beaucoup le plus employé jusqu'à présent, et qui sert de base à presque toutes les réceptions de métal : nous verrons cependant qu'il offre certains inconvénients, et que les chiffres obtenus ne sont pas, comme on pourrait le croire, indépendants de la manière dont on fait l'essai ; néanmoins, pour un métal homogène de qualité bien définie, ils ne varieront qu'entre de faibles limites si l'essai est soigné.

**223. Machines d'essai.** — L'essai peut se faire sans machine spéciale, en suspendant l'éprouvette verticalement et attachant à sa base un plateau où l'on ajoute des poids, progressivement, jusqu'à la rupture. Ce système primitif s'emploie quelquefois pour l'essai des fils. L'accroissement de l'effort n'est pas continu, et l'addition de chaque poids a l'inconvénient de produire un petit choc si l'on ne prend pas le soin de le placer très doucement.

Pour éviter cet inconvénient, on peut remplacer le plateau par un vase où l'on verse progressivement, soit du mercure, soit de petites grenailles de plomb ; on dispose l'appareil de manière que l'écoulement des grenailles soit arrêté spontanément lorsque la rupture se produit.

Cet appareil sert pour l'essai des ciments, dont la résistance n'est pas très considérable ; mais pour les grandes éprouvettes de métal, dont la section est parfois de plusieurs centimètres carrés, les charges nécessaires à la rupture peuvent atteindre facilement 15 à 20 tonnes, et l'emploi des poids appliqués direc-

tement ne serait pas pratique. On peut augmenter l'effort en faisant agir les poids à l'extrémité d'un levier qui passe dans un

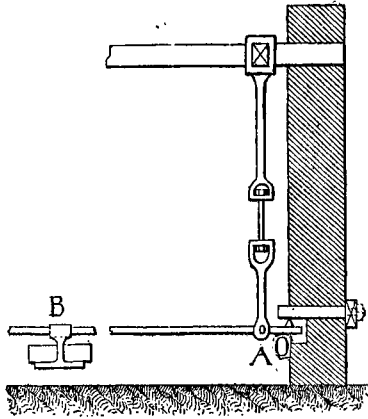


Fig. 81. — Machine à levier, à traction directe.

étrier suspendu à l'éprouvette (fig. 81). On peut, aussi, rendre l'essai continu en chargeant ce levier d'un contrepoids mobile, que l'on fait avancer progressivement jusqu'à la rupture (fig. 82).

En général, on emploie aujourd'hui des machines plus complexes et plus maniables, permettant une plus grande précision ; la double fonction que doit remplir la machine, à savoir :

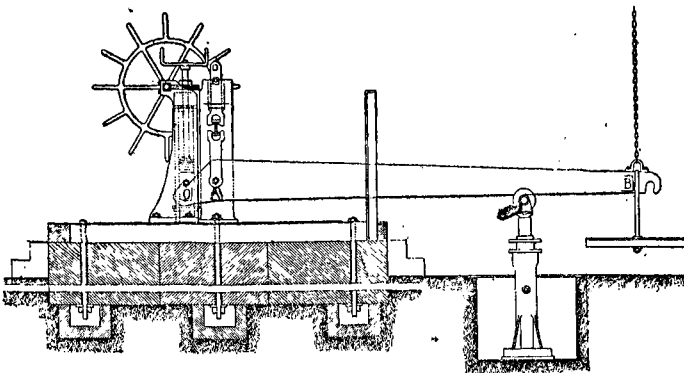


Fig. 82. — Machine à romaine.

1° exercer sur l'éprouvette un effort croissant, 2° mesurer à chaque instant cet effort, est répartie entre deux organes.

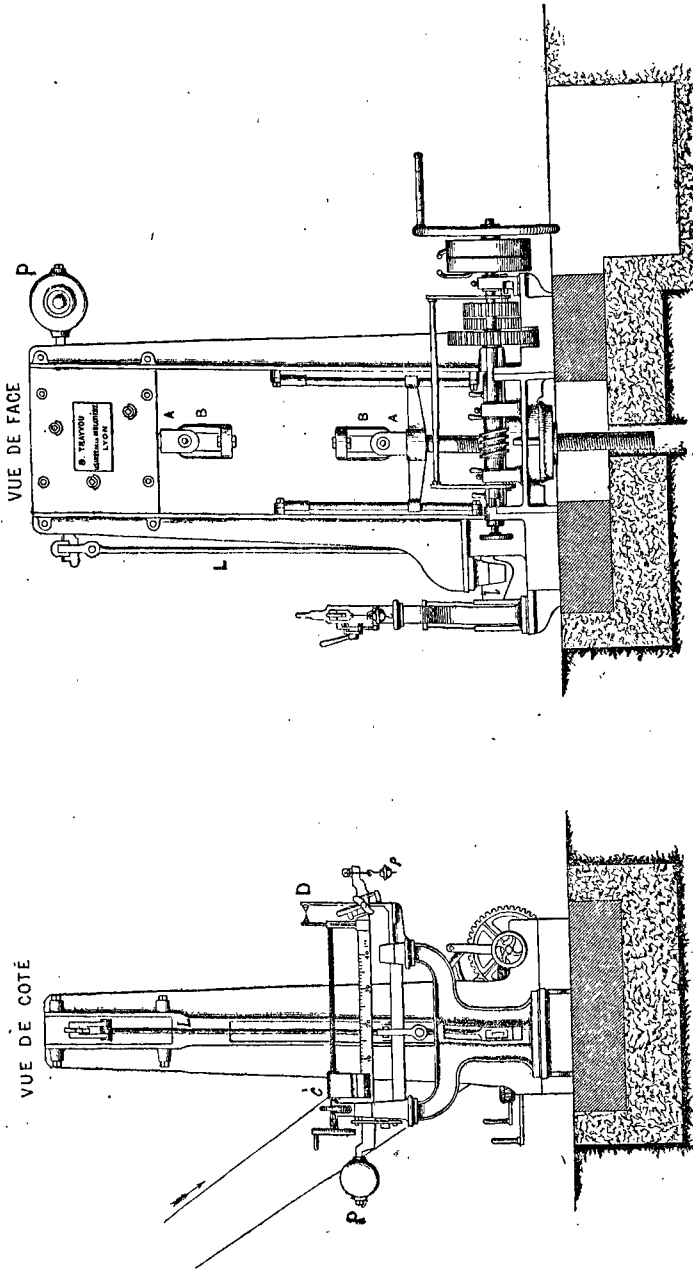


Fig. 83. — Machine verticale à vis.

L'éprouvette n'est plus attachée à un point fixe, mais à un point susceptible de se déplacer légèrement : à une extrémité est l'organe de traction, disposé de manière à produire un effort considérable et dont les variations soient continues ; à l'autre se trouve l'organe de mesure, qui maintient sans cesse le point de suspension immobile, en équilibrant l'effort de traction par un effort mesurable.

L'organe de traction peut être une forte vis recevant, par une série d'engrenages, le mouvement donné à une large manivelle à roue. Cette manivelle peut être manœuvrée à la main ou commandée au moyen d'une courroie par un moteur quelconque (fig. 83) ; lorsque l'on manœuvre à la main, il faut tourner

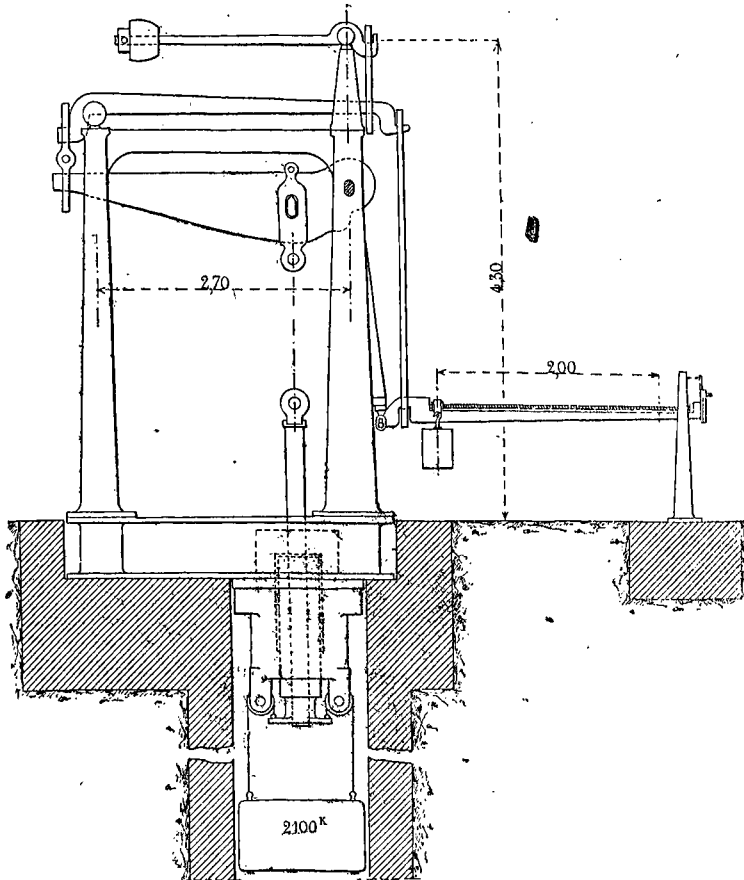


Fig. 84. — Machine verticale, à pression hydraulique et à levier.



régulièrement sans imprimer de secousse : l'emploi de moteurs permet d'aller beaucoup plus vite.

On peut aussi employer la pression hydraulique : l'éprouvette est alors attachée à la tige d'un piston qui se déplace dans un cylindre où l'on comprime l'eau progressivement ; cette compression se fait au moyen d'un second cylindre, dans lequel on fait pénétrer une vis formant piston plongeur (fig. 84).

L'organe de mesure est de forme assez variable ; on peut distinguer à ce point de vue trois types principaux : les machines à levier, à manomètre et à contrepoids flottant.

**224. Machines à levier.** — Dans les machines à levier le point d'attache de l'éprouvette reste sensiblement fixe dans l'espace ; il est attaché, en effet, à un levier que le contrepoids doit maintenir horizontal en équilibrant l'effort de traction. L'attache se fait indirectement, par deux ou trois leviers successifs, de manière à multiplier l'effort par le produit des rapports des poids de chaque levier et à permettre d'employer un contrepoids maniable ; ce dernier coulisse sur une règle graduée, qui permet de lire à chaque instant l'effort correspondant. Le plus souvent, l'avance du contrepoids est produite au moyen d'une vis sur laquelle il forme écrou mobile.

Pendant l'essai, l'organe de traction doit agir d'une manière progressive et continue ; l'opérateur fait avancer le contrepoids de manière à tenir le dernier levier horizontal : avec un peu d'exercice, on arrive facilement à remplir suffisamment cette condition et à faire les essais assez vite.

On peut rendre ce mouvement spontané en employant un servo-moteur électrique ; le levier se termine alors par une pointe métallique placée en face d'une autre pointe fixe ; on dispose, de chaque côté, des contacts qui ouvrent le courant dès que le levier oscille, et qui font mouvoir le servo-moteur dans un sens ou dans l'autre, de manière à provoquer l'avance ou le recul du poids et à maintenir tout l'équilibre.

Dans les machines à levier, la relation géométrique entre les charges et les distances est assurée ; il suffit donc d'une vérification : 1° on détermine le zéro, ou la position du curseur, le levier étant horizontal et aucune traction n'étant exercée (ce zéro peut être modifié et ramené à la position indiquée sur l'échelle en ajoutant ou retirant du mercure dans une capsule

placée à l'extrémité des leviers) ; 2° le curseur restant au zéro, on équilibre directement une traction déterminée par un poids connu suspendu au premier levier ; on calcule l'effort absolu qui y correspond ; 3° on retire ce poids, on équilibre avec le curseur, et on voit si les indications correspondent.

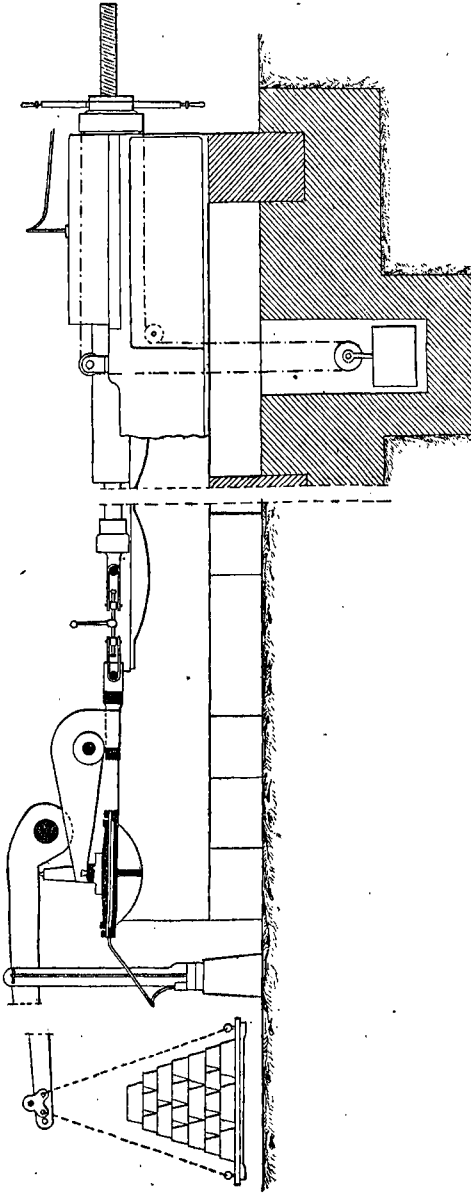


Fig. 85. — Machine Thomasset.

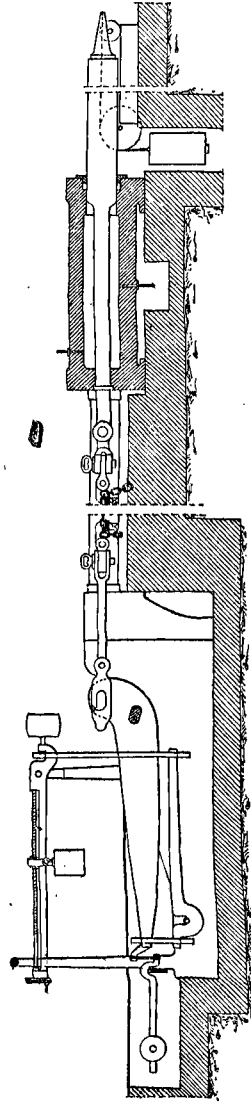


Fig. 86. — Machine horizontale à pression hydraulique.  
(Le dessin montre le dispositif d'articulation des mâchoires).

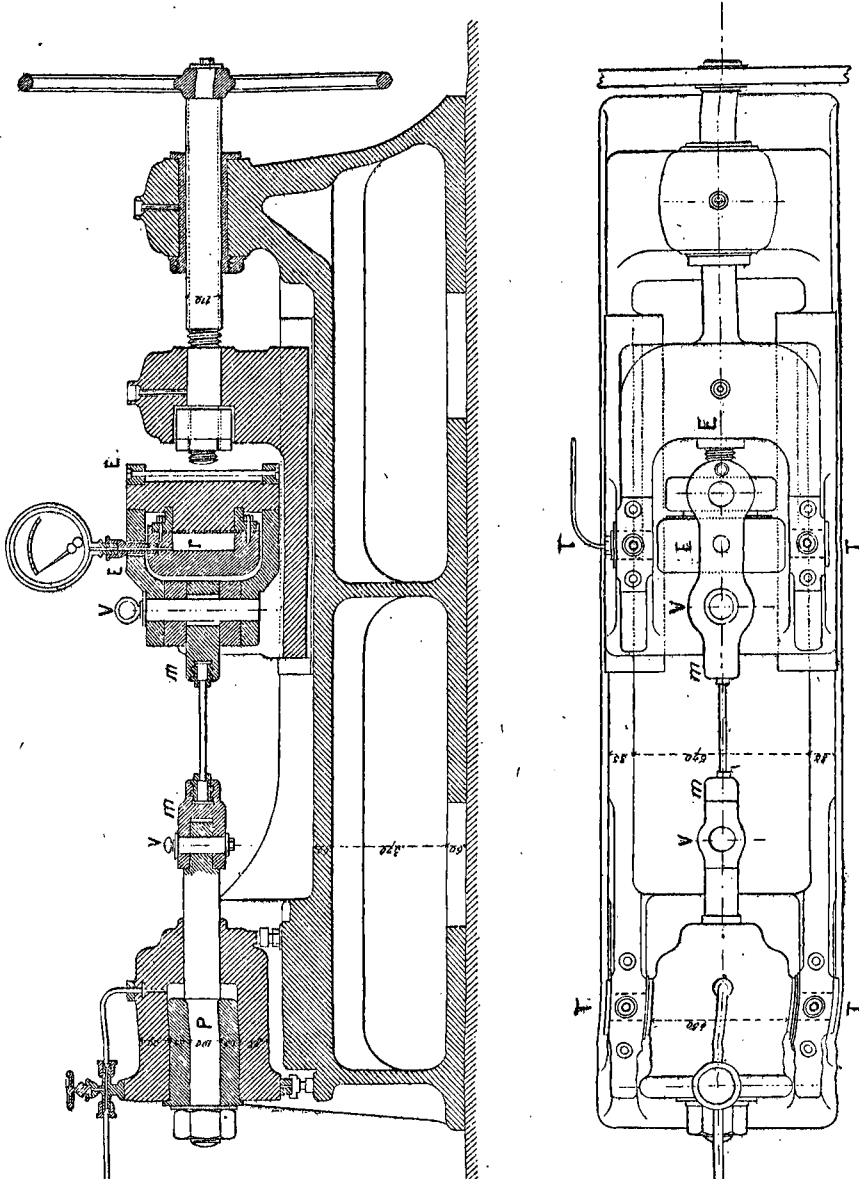


Fig. 87. — Machine du colonel Maillard.

**225. Machines à manomètre.** — Les machines à manomètre, ou à pression, ont l'avantage de fournir des indications automatiques et de ne pas exiger l'intervention de l'opérateur. Dans cette catégorie rentrent les machines Thomasset et Maillard, assez employées en France.

Dans les machines Thomasset (fig. 85), l'extrémité de l'éprouvette agit sur un levier coudé, de manière à transmettre l'effort de traction à une masse liquide sur laquelle l'un des bras du levier presse par l'intermédiaire d'une membrane élastique ; dans ce système, l'extrémité de l'éprouvette n'est plus immobile, elle avance progressivement et s'arrête à chaque instant au point tel que la pression totale exercée sur la membrane soit égale à l'effort de traction. Cette pression peut être mesurée au moyen d'un système de manomètre quelconque ; dans la machine Thomasset, on emploie un manomètre à air libre, et le mercure de la cuvette monte dans un tube en verre vertical jusqu'à ce que l'équilibre de pression se produise : on peut donc lire à chaque instant l'effort sur la graduation du tube.

On peut employer aussi des manomètres métalliques, comme dans la machine Maillard (fig. 87).

À la rigueur, on pourrait simplifier ces machines en plaçant un manomètre directement sur le cylindre de traction et attachant l'éprouvette à une mâchoire fixe ; mais ce système est moins précis ; à cause des frottements qui peuvent se produire sur le piston et sur sa tige. Lorsque l'effort devient considérable, les frottements sont à peu près négligeables ; pour en annuler l'effet, M. Charpy a construit une machine où l'on emploie comme liquide compresseur de l'huile, et où une came fait tourner de temps en temps la tige du piston de manière à éviter qu'elle ne se coince.

**226. Machines à contrepoids flottant.** — Dans ces machines (fig. 88), l'effort de traction est équilibré par une sorte de boîte métallique creuse, suspendue à l'extrémité d'un levier ; cette boîte plonge dans une cuve pleine d'eau ou de mercure, et constitue un contrepoids de valeur variable suivant la profondeur d'immersion : à mesure que le levier s'incline sous l'effort de traction, le contrepoids se relève, et son action augmente parce que la poussée du liquide diminue. Ce genre de machine est peu employé, il est cependant très commode et tout aussi

précis qu'un autre, si on veille à ce que le niveau du liquide, lorsque la machine est au zéro, soit bien toujours le même. Lors de la rupture, un choc brusque du contrepoids peut produire des rejaillissements, et il est bon d'appliquer un organe destiné à ralentir cette chute.

ANTHEXIMÈTRE DE M.E. PETIT.

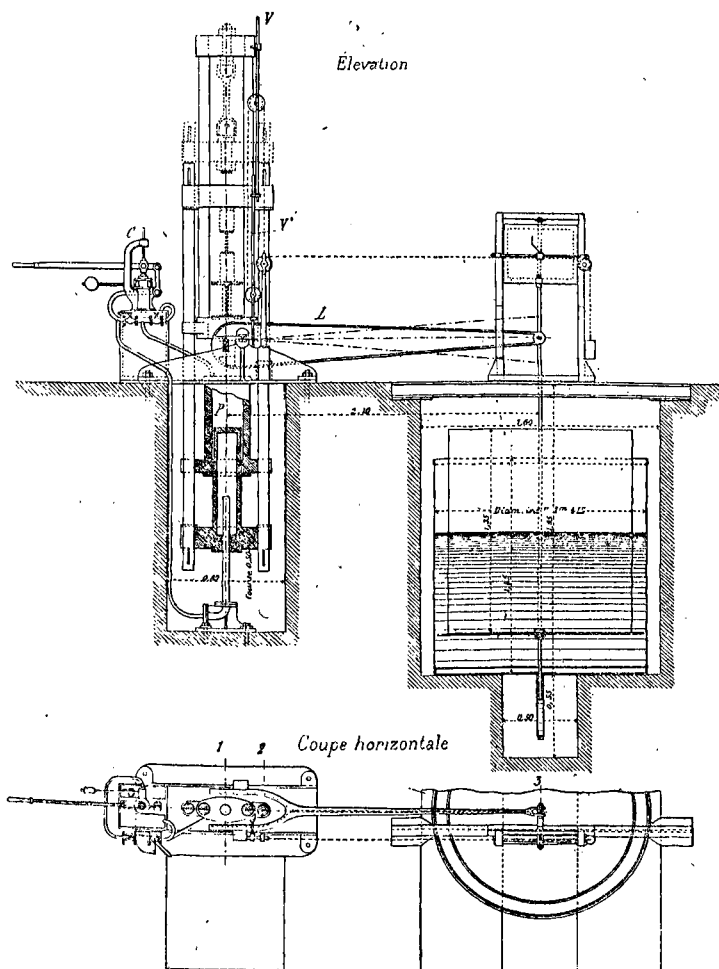


Fig. 88.

C, compresseur d'eau ; P, piston plongeur produisant la traction ; 1, 2, 3, leviers transmettant l'effort (amplifié dans le rapport 2,3/1,2) au flotteur ; des réglettes mesurent l'écartement des mâchoires et le transmettent par un jeu de poulies à la planchette de l'enregistreur.

Dans l'anthesimètre Petit (fig. 88), la traction se transmet par un levier à un flotteur sur lequel l'effort agit de manière à l'enfoncer : c'est alors la poussée du liquide qui augmente proportionnellement à la charge.

**227. Mesure de l'allongement.** — L'allongement de l'éprouvette se mesure, d'ordinaire, en gravant avant l'essai deux coups de pointeau à distance déterminée ; on rapproche ensuite les deux parties brisées et on mesure au compas la distance finale.

Il est intéressant de pouvoir mesurer à chaque instant l'allongement sous un effort déterminé ; cette étude, avec une machine ordinaire, doit se faire en interrompant de temps en temps l'essai pour noter l'effort et mesurer la distance des deux coups de pointeau. Mais ce procédé est lent et fastidieux, et il vaut mieux adapter aux machines un système permettant d'indiquer l'allongement d'une manière continue et même de l'enregistrer automatiquement.

**228. Limite d'élasticité apparente.** — Avant de parler des systèmes enregistreurs, nous ferons remarquer qu'il y a dans l'essai un moment intéressant qui peut être observé avec les machines ordinaires. Au début, il ne se produit que de très petits allongements presque insensibles, bien que l'effort croisse rapidement ; mais, lorsque l'effort a atteint une certaine valeur, l'éprouvette commence à subir des déformations permanentes beaucoup plus considérables, et l'allongement se met à croître beaucoup plus vite que l'effort.

Cette discontinuité correspond à ce que l'on appelle *la limite élastique apparente*, et elle est facile à observer. L'organe de traction produit, en effet, un allongement sensiblement proportionnel au temps ; chaque tour de vis, ou chaque tour de compresseur, injectant une certaine quantité d'eau dans le cylindre de traction, correspond à un avancement déterminé : l'éprouvette s'allonge donc avec une vitesse à peu près régulière, et c'est l'effort nécessaire pour maintenir l'équilibre qui commence par croître très rapidement, puis dont les variations se ralentissent beaucoup et deviennent nulles ou peuvent même changer de sens.

Lorsque l'on approche de la rupture, le métal, déjà désagrégé, cède sans qu'il y ait besoin d'augmenter l'effort ; celui-ci peut même diminuer.

Ces variations sont sensibles à la main dans les machines à levier : au début de l'essai, l'opérateur est obligé de tourner très vite pour faire avancer le contrepoids, et il a parfois de la peine à suivre le mouvement ; lorsque la limite élastique est atteinte, l'effort d'équilibre croît beaucoup plus lentement et, pour certains métaux, il y a même un moment où sa variation s'arrête brusquement pour un instant. Le contrepoids étant lancé, l'opérateur ne peut modifier instantanément son mouvement, et le levier retombe tout d'un coup. L'opérateur est alors averti qu'il doit tourner beaucoup plus lentement, et la chute du levier indique simplement la charge qui correspond à la limite élastique.

Dans les machines à manomètre, l'ascension du liquide, qui est très rapide au début, se ralentit tout d'un coup, ou même s'arrête, pour recommencer ensuite beaucoup plus lentement ; il suffit donc de suivre les indications du manomètre pour noter la charge qui correspond à cette discontinuité.

**229. Enregistrement des allongements.** — Pour observer toutes les phases de l'essai, il est nécessaire d'ajouter à la

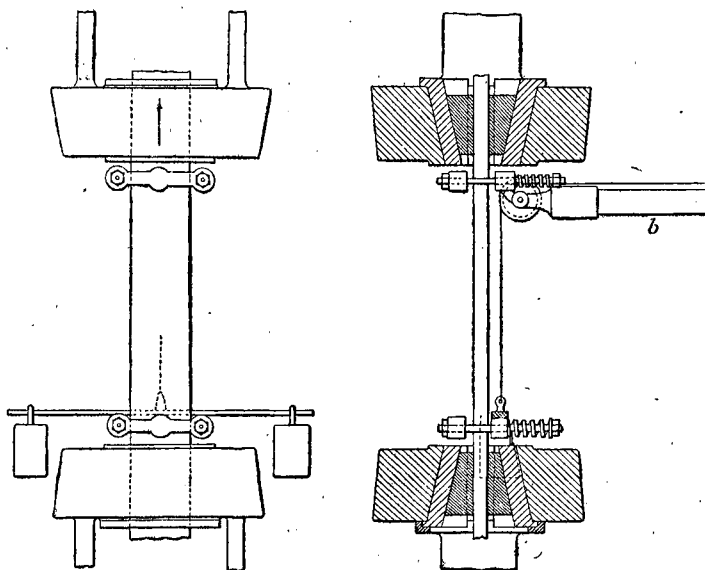


Fig. 89. — Indicateur des allongements.

machine un mesureur des allongements ; pour cela, il faut fixer près des deux têtes de l'éprouvette deux cadres dont on mesure à

chaque instant la distance. Ces cadres doivent être fixés au moyen de deux vis de pression sur deux faces opposées de l'éprouvette, de manière à mesurer autant que possible l'allongement moyen, les deux faces pouvant s'allonger inégalement. Pour rendre visible l'écartement de ces cadres, on peut employer divers procédés : le plus simple est de fixer sur l'un d'eux un fil souple et résistant qui s'enroule sur une poulie fixée au second cadre (fig. 89). Ce fil, tendu par un contrepoids, se déroulera à mesure que les deux cadres s'écarteront et, en passant sur une seconde poulie, transmettra son mouvement à un organe indicateur, tel qu'une aiguille tournante, ou à une plaque mobile qui s'arrêtera à l'enregistrement. Au moyen de poulies différentielles, on pourra amplifier dans une certaine mesure le mouvement.

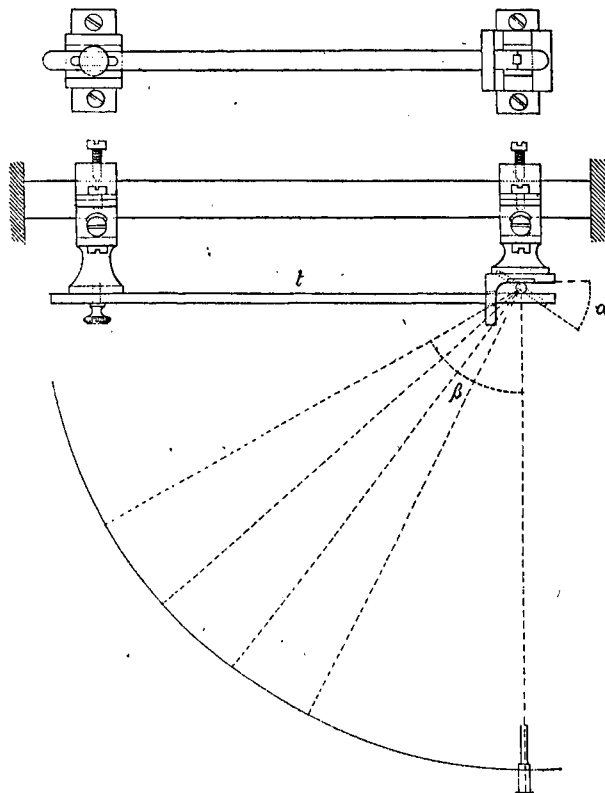


Fig. 90. — Mesure des allongements par un miroir.

On peut encore fixer sur l'un des cadres une tige venant presser sur un rouleau dont l'axe est fixé au second cadre : la rota-



tion de ce rouleau mesure l'allongement. Ce système se prête à une amplification plus considérable, soit au moyen d'aiguilles, soit au moyen de miroirs: un petit miroir, fixé sur un rouleau, réfléchit un rayon lumineux dans une direction variable qui décrit un angle double de l'angle de rotation (fig. 90); en recevant ce rayon sur une échelle graduée placée à une distance convenable, on peut rendre la mesure de l'angle aussi sensible que l'on veut.

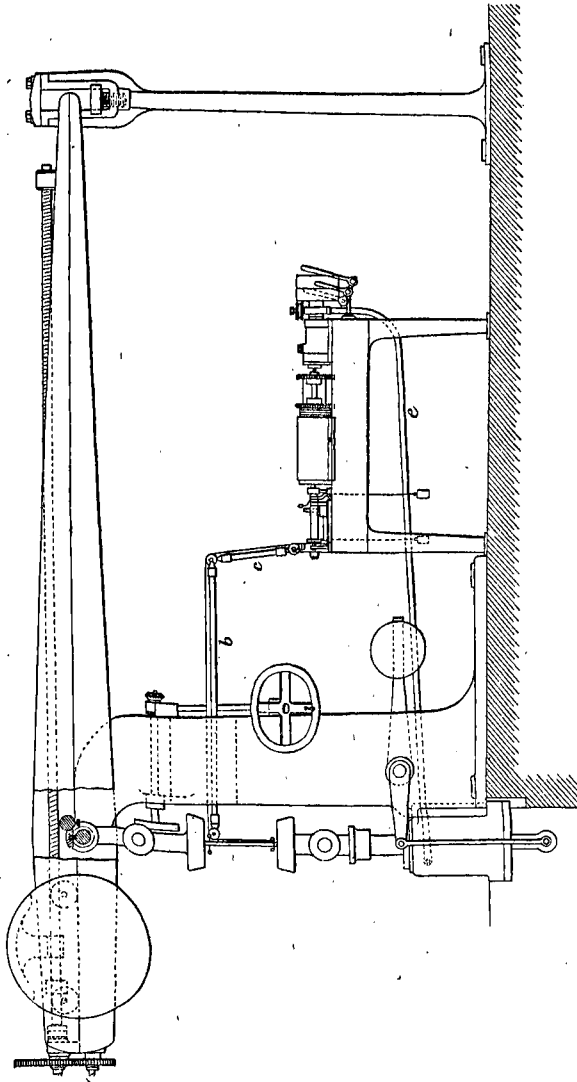
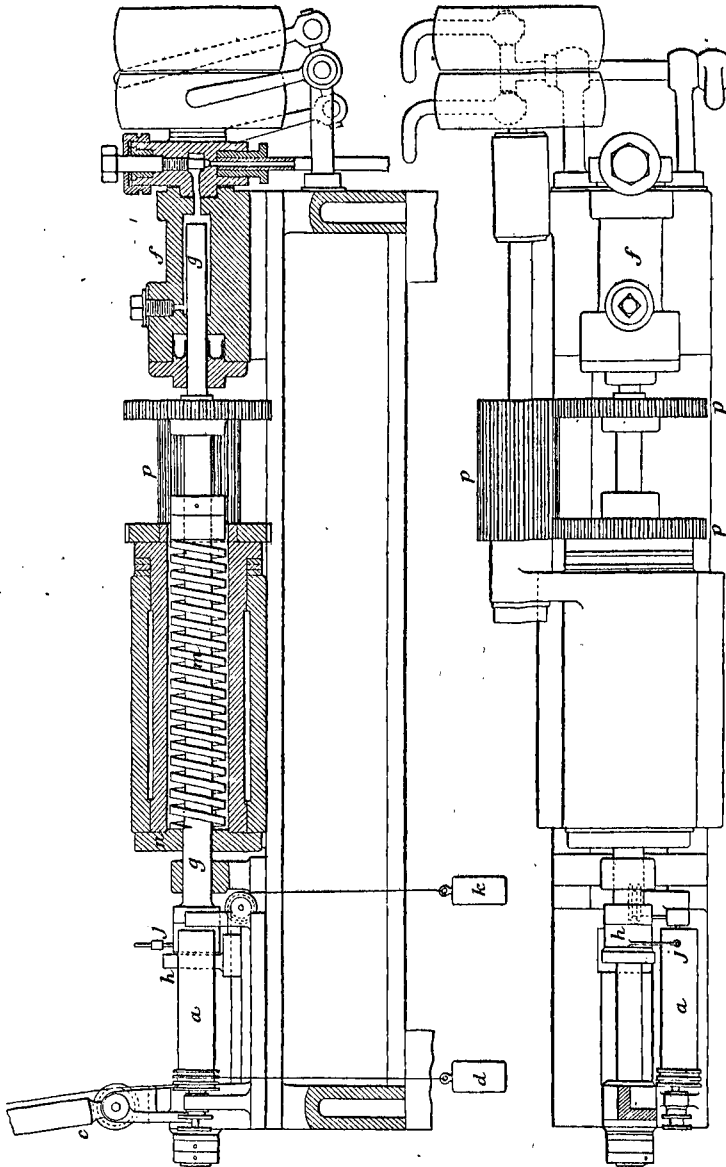


Fig. 91. — Machine enregistreuse à pression, système Joessel.

Ces différents systèmes permettront de lire à chaque instant l'allongement, comme on peut lire l'effort ; ils permettront aussi



Complément de la fig. 91. — Machine enregistratrice à pression, système Joessel.

d'enregistrer les deux variations d'une manière automatique et de les traduire par une courbe. L'indicateur des allongements

peut actionner, comme nous l'avons vu, soit une aiguille traçante, soit une planchette servant de tableau sur laquelle on tracera la courbe. Il suffit que la mesure des efforts actionne, dans un sens perpendiculaire, soit un tableau mobile, soit une aiguille traçante, et, par suite du mouvement relatif des deux organes, la courbe tracée aura pour abscisses les forces et pour ordonnées les allongements, ou réciproquement.

Les machines à pression se prêtent très facilement à l'enregistrement; il suffit d'employer un manomètre métallique commandant une aiguille dont la pointe vienne tracer la courbe sur une planchette que l'indicateur des allongements fait avancer en ligne droite. Dans les machines à contrepoids flottant, le mouvement de ce dernier peut facilement actionner, soit une planchette, soit un traceur.

Pour les machines à levier, qui sont encore les plus employées, l'enregistrement complet est un peu plus délicat à installer; on peut obtenir un résultat suffisant, dans la pratique, en faisant commander la pointe traçante par le contrepoids mobile, si ce dernier est actionné à la main, comme cela se fait d'ordinaire: on obtiendra une courbe un peu irrégulière, où les valeurs des allongements seront, tantôt en retard, tantôt en avance sur les deux valeurs réelles, mais les écarts n'auront pas une grande importance si l'opérateur est suffisamment exercé. Les sinuosités de la courbe se corrigeront à l'œil et on sera averti que la limite élastique pourra être mesurée sur la courbe par excès; l'importance relative de cet écart pourra être mesurée au moyen de quelques épreuves faites lentement et avec grand soin. Ce système donnera un enregistrement complètement automatique si le mouvement du contrepoids est assuré par un servomoteur.

On peut encore appliquer à ces machines un système d'enregistrement discontinu, comme celui de l'élasticimètre Néel, qui présente l'avantage d'être très simple.

**230. Élasticité.** — Pendant la période élastique du début de l'essai, les allongements sont très petits et les moyens ordinaires de mesure sont très insuffisants pour les rendre perceptibles. Si l'on veut étudier cette période et mesurer le module d'élasticité, c'est-à-dire le rapport entre les allongements élastiques et les charges, il faut employer des moyens d'amplifica-

tion plus puissants : l'un des appareils les plus pratiques est l'élasticimètre Néel (fig. 92).

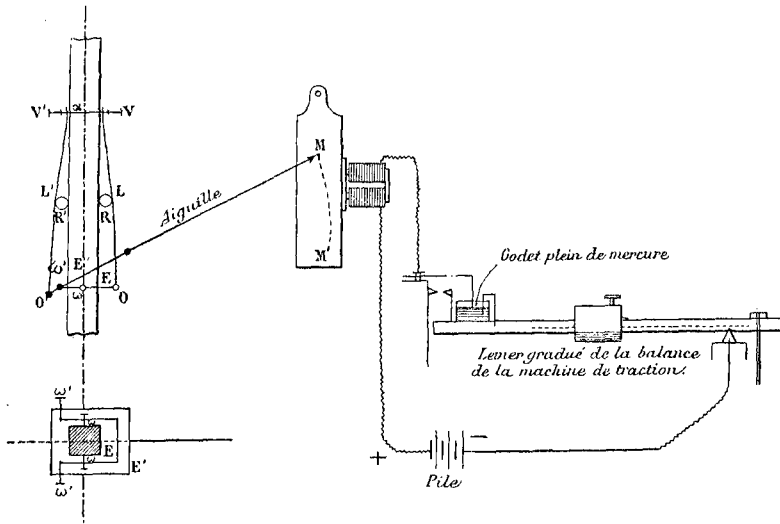


Schéma de l'installation.

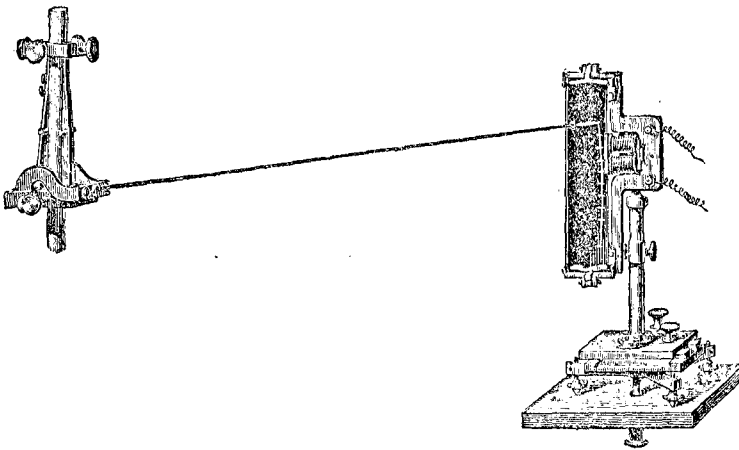


Fig. 92. — Ensemble de l'élasticimètre Néel.

La mesure des allongements y est fondée sur le principe ordinaire. Les deux cadres ont des dispositions spéciales pour donner autant que possible l'écartement moyen mesuré sur les 4 faces de l'éprouvette; ils actionnent une aiguille qui décrit une courbe très allongée, très voisine d'une droite et amplifiant cent fois l'allongement réel.

La planchette sur laquelle se trace la courbe reçoit une secousse chaque fois que l'effort passe par des valeurs équidistantes ; il suffit, pour cela, que le levier d'équilibre actionne un électro-aimant chaque fois qu'il se relève, ce qui est facile à obtenir au moyen de contacts électriques. On opère alors de la manière suivante. On place le contrepoids à la division correspondant à 100 kg. de force, par exemple ; le levier s'abaisse et on commence à exercer la traction progressive assez lentement ; dès que la charge dépasse 100 kg., le levier se relève, le courant passe, et l'électro-aimant attire la planchette. On avance immédiatement le contrepoids à la division de 200, le levier retombe et la planchette reprend sa position ordinaire ; on continue à opérer ainsi jusqu'à une charge sensiblement supérieure à la limite élastique.

La courbe indicatrice des allongements se trouve coupée par une série de crochets correspondants, au moment où la charge atteint les multiples successifs de cent ; ces crochets sont rapprochés et équidistants pendant la période élastique, puis ils s'écartent davantage et leur écartement devient considérable lorsque la limite élastique est dépassée.

**231. Attache des éprouvettes.** — Les mâchoires où l'on fixe les éprouvettes ne doivent pas être rigides, mais articulées de manière que l'effort se place toujours dans la direction de l'axe (fig. 86) ; pour cela, on les fixe sur une suspension à la cardan leur permettant d'osciller dans deux plans perpendiculaires : souvent même la mâchoire est entaillée dans une pièce hémisphérique, prise dans un étrier par rapport auquel elle peut tourner dans un sens quelconque ; cet étrier est lui-même attaché à la tige du piston ou au levier par l'intermédiaire d'une suspension à la cardan.

Pour relier l'éprouvette aux mâchoires, on lui donne une forme comportant aux deux extrémités deux têtes élargies (fig. 93), afin que l'allongement ne se produise que sur la partie comprise entre les deux têtes. Les

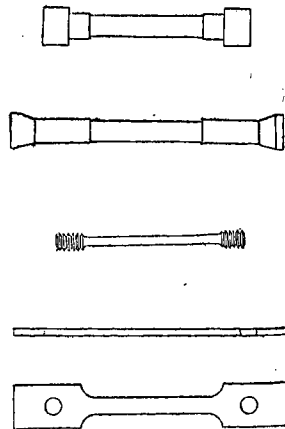


Fig. 93.  
Formes d'éprouvettes.

épreuves sont tantôt rondes, tantôt rectangulaires; la première forme est employée souvent lorsque l'éprouvette doit être découpée dans une pièce massive : elle est alors travaillée

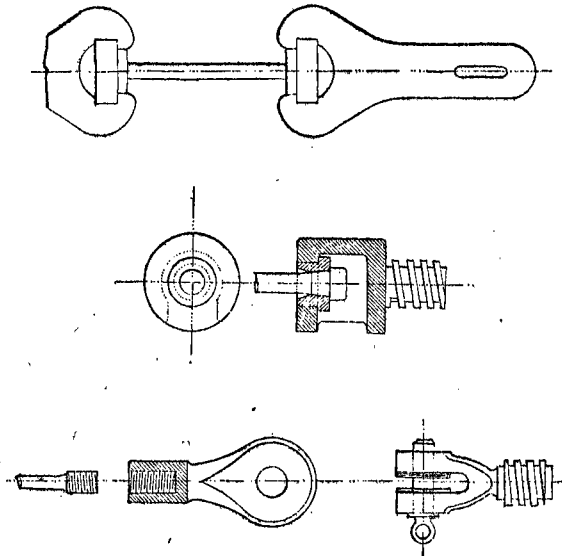


Fig. 94. — Attaches d'éprouvettes.

au tour. Quand il s'agit d'essayer des tôles, on découpe en général des éprouvettes de section rectangulaire, dont l'épaisseur est celle même de la tôle; pour les barreaux ronds, on peut fileter les deux têtes et les visser dans les mâchoires (fig. 94).

Pour les éprouvettes rectangulaires, la mâchoire peut présenter deux saillies qui viennent saisir la tête du côté intérieur.

On emploie aussi des mâchoires à coins qui s'adaptent à n'importe quelle forme d'éprouvette; la mâchoire contient un logement assez large pour recevoir la tête de l'éprouvette, puis, entre les deux, on vient enfoncer des coins en acier s'élargissant vers l'extérieur. Ces coins sont striés de manière à pouvoir mordre sur le métal; en les maintenant à la main, au début, et exerçant une légère traction, le frottement les engage dans leurs logements : à mesure que l'effort de traction augmente, le coin, tendant à s'engager davantage, exerce sur les têtes de l'éprouvette une pression croissante, qui les rend entièrement solidaires.

**232. Tarage des machines.**— C'est un problème assez dif-

ficile que de vérifier la valeur absolue des indications d'une machine d'essai, et de constater si deux machines différentes sont rigoureusement comparables.

Pour les machines verticales, on peut, dans certaines limites de charge, produire la traction en suspendant des poids aux mâchoires supérieures; pour les machines horizontales, on ne pourrait faire cette vérification que par l'intermédiaire de leviers coudés ou de poulies. On a construit des indicateurs hydrauliques, mais leur maniement est très délicat. Le procédé le plus pratique paraît être d'essayer une barre d'acier témoin, de manière à rester bien en dessous de la limite d'élasticité, et de mesurer l'allongement sous une charge donnée au moyen d'un appareil sensible comme l'élasticimètre Néel.

Dans ces conditions, on peut admettre que le module élastique reste constant.

On peut aussi employer des dynamomètres à ressort que l'on a tarés par charge directe, en ayant soin de ne les soumettre qu'à des charges relativement modérées.

**233. Dynamomètres.** — Pour les essais qui n'exigent qu'une force médiocre, comme ceux des fils, on peut employer de petites machines nommées *dynamomètres*.

La traction se fait par une vis; la mesure de l'effort peut se faire par un ressort taré, ou par un système fondé sur le principe du pèse-lettres; le contrepoids qui équilibre l'effort est soulevé par un levier coudé ou par une came, de telle manière que son moment augmente et puisse être mesuré par la rotation du levier ou d'une aiguille indicatrice (fig. 95 et 96).

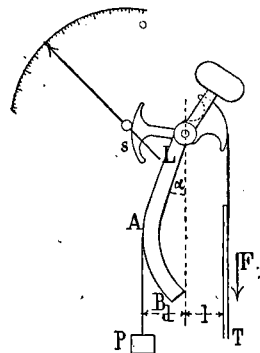
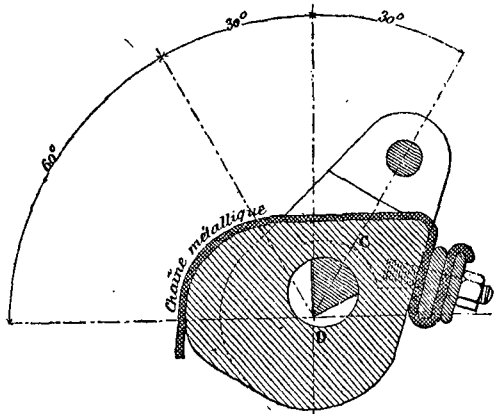


Fig. 95.

Dynamomètre ordinaire.

**234. Cassure.** — La forme de la cassure donne des renseignements intéressants sur la qualité du métal; on a classé les cassures en plusieurs types dont la forme et la dénomination sont données par la figure 97.

A, B, sont en général l'indice d'un bon métal malléable. C, correspond à une striction moindre et indique souvent un man-



Coupe de la came.

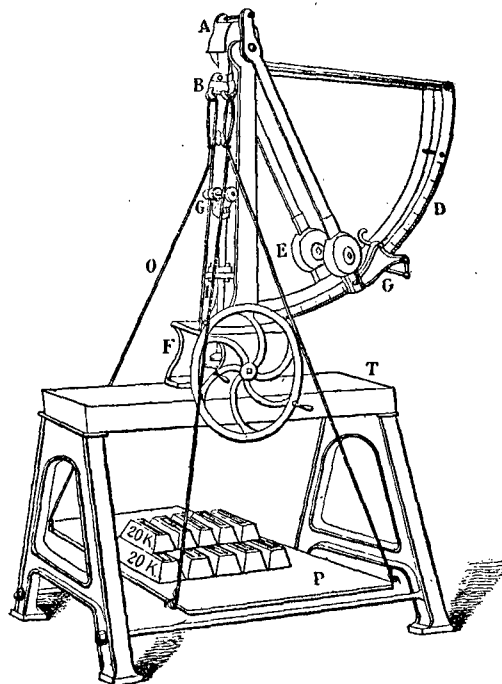


Fig. 96. — Dynamomètre Chévefy.

que d'homogénéité. Un acier brûlé ou sulfureux donne la cassure K, le fer forgé dans les mêmes conditions donnera D. F indique un forgeage irrégulier, ou une soudure insuffisante. I et K indiquent des métaux peu malléables, soit par nature, soit par vice de travail.



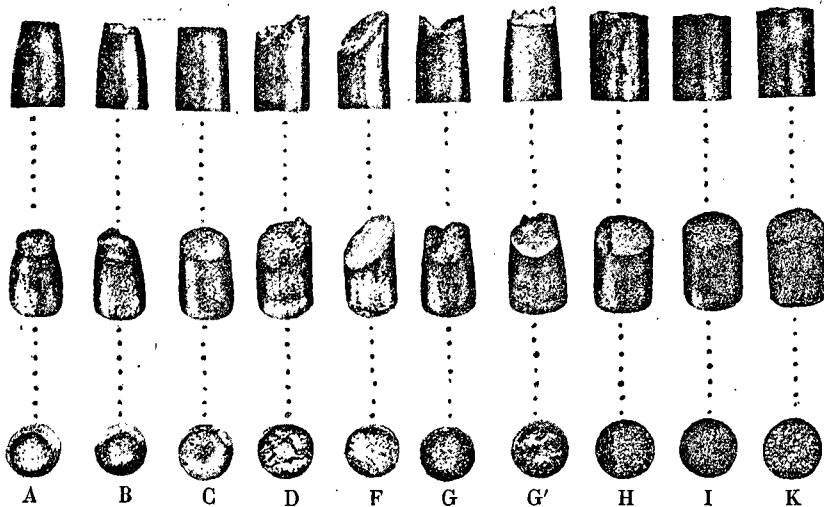


Fig. 97. — Types de cassures.

A, cassure en coupelle. B, id., moins régulière. C, cassure plane normale. D, cassure fibreuse rappelant le bois pourri. F, cassure en sifflet, lisse et brillante. G, cassure à plusieurs sifflets, avec pailles ou soufflures. G', id., avec soufflures importantes. H, cassure plane normale à grains brillants, avec paille. I, cassure plane normale à grains fins. K, cassure plane normale à gros grains.

**235. Préparation des éprouvettes.** — Dans la préparation des éprouvettes, il importe d'éviter des causes d'écroutissage; elles doivent être travaillées à l'outil ou à la fraise, car, lorsqu'on emploie des cisailles ou des poinçonneuses, il se produit toujours un écroutissage local, qu'il faut détruire en enlevant une épaisseur de quelques millimètres à l'outil. Dans ce cas, il conviendra de terminer le traçage des faces à la fraise, et, si l'on a percé des trous au poinçon, de les élargir légèrement à l'alésoir.

L'emploi de la cisaille, qui est très commode pour découper les éprouvettes dans les tôles, a encore l'inconvénient de les voiler, surtout quand on opère sur des tôles épaisses; dans ce cas, il faut les redresser après les avoir chauffées, et terminer le travail par un recuit. En général, un recuit bien conduit améliorera beaucoup les qualités du métal, et il faudra recuire les éprouvettes si l'on veut éliminer toutes les causes de faiblesse accidentelles provenant d'un mauvais travail. Mais, au point de vue industriel, le recuit ne sera pas admissible, s'il s'agit d'éprouver des pièces destinées à être employées telles quelles; pour certains métaux, comme nous le verrons, le recuit peut

modifier profondément les propriétés : il faut alors les essayer à l'état où ils devront être employés ; et l'éprouvette doit être préparée de manière à éviter toute cause d'écrouissage.

La forme des éprouvettes a une certaine influence sur les résultats de l'essai : on doit éviter les changements brusques de section, et raccorder les têtes par des courbes suffisamment adoucies. La longueur absolue influe sur l'allongement ; celui-ci se compose, en effet, de deux termes, l'allongement local de striction et l'allongement proportionnel, qui porte sur toute la barrette et qui est relativement beaucoup plus faible ; le premier terme étant indépendant de la longueur totale, plus celle-ci est considérable, plus l'allongement total est relativement faible. Les essais industriels se font souvent sur des longueurs de 20 centimètres ; on emploie aussi la longueur de 10 centimètres, plus favorable à l'allongement.

La forme de la section peut être plus ou moins favorable à la striction ; le maximum d'allongement paraît obtenu pour la forme rectangulaire se rapprochant du rapport  $\frac{1}{3}$  entre les deux côtés. On cherchera donc à réaliser à peu près cette condition quand on essaiera des tôles où l'un des côtés de la section est terminé par l'épaisseur.

Pour comparer des épaisseurs de dimensions différentes, on admet qu'entre certaines limites des éprouvettes semblables doivent donner les mêmes résultats relatifs, c'est-à-dire les mêmes charges rapportées à l'unité de section, et les mêmes allongements rapportés à l'unité de longueur : c'est ce que l'on appelle la loi de similitude.

Pour le rapport entre les dimensions, on adopte en France la formule empirique suivante :

$$l = \sqrt{\frac{2}{3}s} + 2d$$

$l$  étant la longueur utile,  $s$  la section et  $d$  le diamètre ou la plus forte dimension transversale.

Pour laisser la place des raccords, la distance des têtes est supérieure de 6 à 10 centimètres à la longueur utile.

**236. Striction.** — Lorsque le métal est doux, il se produit au point de rupture un allongement local accompagné d'une dimi-

nution de section très sensible : c'est ce que l'on appelle la striction ; elle peut être définie en notant le rapport de la section diminuée à la section primitive. Ce rapport sera une mesure indirecte de la malléabilité du métal sous les grands efforts : pour les aciers doux, il doit atteindre au moins 0,4. Plus le métal est dur, moins la striction est prononcée ; un métal dur et aigre, comme l'acier trempé, peut arriver à se briser sans aucune striction : en ce cas, l'allongement est très faible, et le métal est en général cassant, c'est-à-dire que, malgré une charge de rupture qui peut être élevée, il résistera mal aux chocs.

L'allongement local dû à la striction forme une grande partie de l'allongement total que l'on mesure dans les essais ordinaires ; et si une cause quelconque gêne le développement de la striction, l'allongement total en sera diminué. Toute circonstance de nature à affaiblir un point particulier de l'éprouvette, ou à créer un manque d'homogénéité dans une section, peut se traduire par une rupture sans striction ; ainsi, si l'on entaillait une section de manière à la rendre plus faible que les voisines, elle se casserait en général sans allongement. Le même fait se produit s'il y a, soit un défaut local annulant la résistance de certaines fibres, soit un manque d'homogénéité tel que certaines fibres soient notablement plus dures que les autres. Dans le premier cas, les fibres les plus faibles cèdent d'abord, et les autres, se trouvant soumises brusquement à un effort considérable, rompent sans allongement ; dans le second cas, les fibres les plus dures gênent probablement l'allongement des autres : ce cas peut se produire lorsque, dans le travail de l'éprouvette, le métal a subi un écrouissage local.

**237. Travail de rupture.** — L'aire de la courbe des essais à la traction représente le travail exercé par un effort qui produit la rupture ; c'est une quantité importante à considérer. En effet, une construction doit être calculée de manière à ne pas se déformer sous les efforts qu'elle supporte normalement, mais il faut aussi prévoir le cas où elle subirait temporairement des efforts exceptionnels ; il faut donc ne pas s'exposer à ce qu'elle se rompe trop vite. A ce point de vue, il est utile que, sous un effort exagéré, les pièces puissent se déformer lentement et absorber un certain travail avant de se briser. La sécurité sera donc d'autant plus grande que le travail de rupture aura plus

d'importance; un métal qui aurait une limite d'élasticité très élevée, mais très peu d'allongement, serait résistant, mais fragile, c'est-à-dire qu'il se briserait tout d'un coup sous un effort brusque et momentané; tandis qu'un métal moins résistant, mais plus susceptible de s'allonger, pourrait supporter un même effort sans détérioration grave. On peut donc dire que la fragilité du métal sera en raison inverse de l'aire de la courbe de traction. Lorsque cette courbe n'est pas tracée, on peut apprécier approximativement le travail de rupture en multipliant la charge maxima par l'allongement. Deux métaux de propriétés peu différentes offriront à peu près la même sécurité si ce produit a la même valeur.

L'aire de la courbe correspondant à la période d'élasticité peut être considérée comme à peu près nulle, car l'inclinaison de la courbe à l'origine est négligeable à l'échelle généralement adoptée pour les diagrammes; les métaux pour lesquels la limite d'élasticité est très voisine de la charge de rupture n'auront qu'un travail de rupture relativement faible. On peut donc encore apprécier la fragilité par le rapport entre la limite d'élasticité et la charge de rupture; les métaux pour lesquels ce rapport se rapproche de 1 pourront être durs, mais cassants; ceux pour lesquels ce rapport est faible, seront doux et moins résistants, mais aussi moins fragiles.

**238. Limite élastique.** — La limite élastique a été définie de trois manières différentes.

La première consiste à prendre le moment où commencent à se produire des déformations permanentes; tant que la charge est au-dessous de cette limite, l'éprouvette, après avoir été déchargée, doit revenir à sa dimension primitive. Une seconde définition consiste à prendre la limite de l'allongement proportionnel, c'est-à-dire le moment à partir duquel l'allongement croît plus vite que la charge. Mais ces deux conditions sont presque impossibles à vérifier et ne s'observent presque jamais rigoureusement dans la pratique, sauf pour certaines qualités d'acier. Pour y suppléer, on est amené à une définition empirique dans laquelle on prend ce que l'on peut appeler la limite des petits allongements.

En général, on observe dans l'essai un moment, assez visible, où l'allure des phénomènes change et où les allongements, après

avoir été jusque-là presque insensibles, se mettent à croître assez vite pour une faible augmentation de charge; en pratique, on hésitera peu sur la détermination de ce point, mais il est impossible de le définir théoriquement: on admet souvent que l'on prendra la charge à partir de laquelle l'allongement dépasse 1 millième de la longueur de l'éprouvette. Si l'essai est fait avec enregistrement, la courbe présente une des trois formes suivantes:

1<sup>er</sup> cas. — Une ligne droite très redressée, à laquelle succède brusquement une portion de ligne horizontale, ou palier, puis un arc de courbe s'élevant assez lentement; dans ce cas, la limite de l'élasticité est bien marquée par le point anguleux, et la première période correspond presque aux définitions théoriques. Ces formes ne se présentent guère qu'avec le fer et l'acier recuit;

2<sup>e</sup> cas. — Une portion de ligne droite presque verticale se raccordant, par un point anguleux, à une branche de courbe qui s'élève progressivement; ce cas peut se présenter pour les aciers

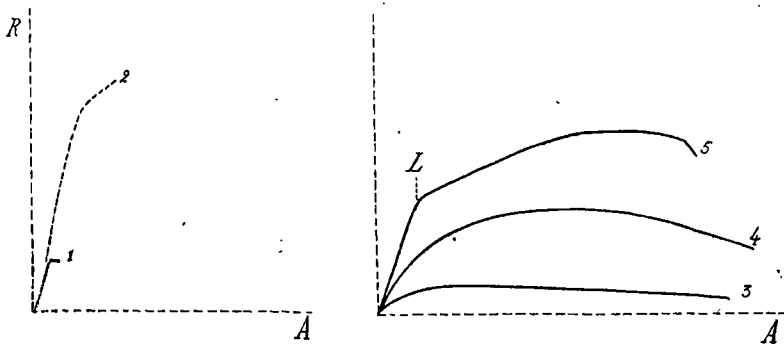


Fig. 98. — Formes du diagramme d'essai.

1, métal aigre (zinc); 2, métal dur (aciers durs); 3, métal mou (plomb);  
4, métal doux (cuivre); 5, métal tenace (aciers demi-doux).

trempés et certains alliages durs: la limite d'élasticité est encore assez bien marquée. Toutefois, lorsqu'on étudie le phénomène avec des instruments plus sensibles, on reconnaît que la première partie de la courbe n'est pas rigoureusement droite et que l'élasticité théorique n'est pas réalisée;

3<sup>e</sup> cas. — Pour la plupart des métaux et des alliages malléables, le point anguleux est remplacé par un raccordement plus ou

moins progressif, et les courbes deviennent continues; elles montrent seulement un maximum de courbure au moment où les allongements se mettent à croître rapidement; il n'y a plus alors de branche droite ni de période d'élasticité réelle, et la limite ne peut être rigoureusement fixée qu'au moyen d'une convention, comme celle que nous avons indiquée ci-dessus.

Lorsqu'on n'emploie pas d'enregistreur, on peut noter la limite élastique si on suit l'essai avec attention. En effet, dans la plupart des machines, l'appareil de traction agit de manière à produire un allongement régulier et proportionnel au temps; les courbes que nous avons tracées peuvent donc être considérées comme représentant aussi l'augmentation de la charge en fonction du temps, et la limite d'élasticité correspondra à un ralentissement brusque ou même à un arrêt de l'augmentation de la charge.

Avec les machines à manomètre, on voit la colonne de mercure, qui montait rapidement, s'arrêter un instant et repartir beaucoup moins vite; s'il n'y a pas arrêt complet, il y a au moins ralentissement brusque.

Avec les machines à curseur, on est obligé de ralentir beaucoup, ou même d'arrêter le mouvement du curseur au moment où l'on traverse les limites d'élasticité; comme ce mouvement était rapide au début, on n'arrête pas en général le curseur juste à temps, et son action, devenant supérieure à la force de traction, le levier que l'on maintenait en équilibre retombe brusquement.

On peut donc, avec un peu d'attention, noter la limite élastique avec une précision suffisante pour la pratique. Cette donnée est celle sur laquelle devrait être basée l'évaluation logique de l'effort auquel on peut soumettre un métal; dès que l'on dépasse cette limite, des efforts répétés ou suffisamment prolongés finiront toujours par amener la rupture, lors même qu'ils resteraient inférieurs à la charge de rupture mesurée par l'essai. Une construction ne sera en sécurité qu'autant que ses éléments ne se déformeront pas d'une manière sensible et permanente.

Le principe des calculs de résistance devrait donc être de n'exposer les pièces qu'à des efforts sensiblement inférieurs à leur limite élastique; toutefois, en pratique, on établit plutôt les calculs sur la charge de rupture, en adoptant un coefficient de sécurité qui peut varier entre  $1/6$  et  $1/10$ , suivant que le métal est plus ou moins élastique. Cette méthode revient à peu près

au même, parce que la limite d'élasticité est le plus souvent comprise entre  $1/3$  et  $1/2$  de la charge de rupture. Cependant on est exposé à prendre des limites de charge pratiques parfois trop faibles, et, par une étude plus approfondie des propriétés du métal, on pourrait, souvent, lui demander sans danger des efforts plus grands et réaliser des économies dans la construction.

**239. Défauts d'homogénéité.** — Les métaux ne sont jamais parfaitement homogènes, et de petits défauts locaux peuvent faire varier beaucoup le résultat de traction, principalement en ce qui concerne l'allongement; un défaut qui détermine une rupture plus facile en un point empêche le développement de la striction et de l'allongement sans diminuer beaucoup la charge de rupture. D'après des études faites sur un acier bien fabriqué, des écarts en plus ou en moins de 5 0/0 pour la charge de rupture et de 10 0/0 pour l'allongement n'ont rien d'anormal; les tolérances admises dans les cahiers des charges sont donc parfois un peu étroites, et on peut dire qu'au point de vue pratique il n'y a pas grand intérêt à chercher une précision exagérée et illusoire dans ces essais; il vaudrait mieux, pour arriver à une connaissance exacte des qualités moyennes du métal, faire des essais rapides et nombreux que d'en faire un petit nombre avec grand soin.

Dans le cas où certains essais donnent un allongement faible, l'examen de la cassure révélera souvent une cause locale; en général, une cassure sans striction indiquera une fragilité qui peut être due à l'écroutissage ou à un état particulier du grain; une cassure avec arrachements plans indiquera des pailles ou des défauts locaux.

**240. Modification du métal pendant l'essai.** — L'examen de la manière dont le métal se comporte pendant la période d'allongement démontre qu'il doit subir des modifications continues dans ses propriétés mécaniques. Si celles-ci étaient invariables, et si le métal restait identique pendant tout le temps de l'essai, il serait impossible d'expliquer que les charges augmentent avec l'allongement. En effet, ce phénomène est accompagné d'une diminution de section, le volume restant à peu près le même; la résistance absolue devrait donc diminuer aussi. Du moment que l'éprouvette s'est allongée sous une charge

déterminée,  $P$ , l'effort par unité de surface étant  $\frac{P}{S}$ , lorsque la section a pris une valeur plus petite,  $S'$ , le métal est soumis à un effort moyen,  $\frac{P}{S'}$ , plus grand que le précédent; il devrait donc continuer à s'allonger sous les charges décroissantes jusqu'à ce que la section fût assez réduite pour permettre la rupture. A partir du moment où l'effort par unité de surface a atteint la valeur nécessaire pour produire un allongement permanent et notable, cet allongement devrait continuer jusqu'à la rupture; il suffirait pour cela que l'effort moyen conservât sa valeur, c'est-à-dire que la charge absolue devrait diminuer proportionnellement à la section, ou en raison inverse de l'allongement.

La forme de la courbe devrait donc être celle de la figure 99.

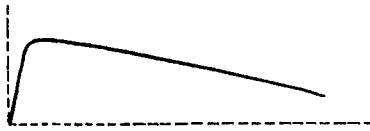


Fig. 99. — Forme du diagramme d'essai.

Tels sont les faits que l'on devrait observer si l'on avait affaire à une matière bien définie, possédant des propriétés mécaniques constantes.

C'est, en effet, ce que l'on observe si l'on essaye assez lentement les métaux très purs comme le cuivre ou l'argent : en suspendant à l'extrémité d'un fil de cuivre un poids suffisant pour l'allonger, on obtient un allongement qui se continue lentement jusqu'à rupture. S'il n'en n'est pas de même pour d'autres métaux, et s'il est nécessaire d'augmenter les charges pour produire l'allongement, c'est que la résistance réelle par unité de surface doit augmenter pendant le cours même de l'essai; on peut le mettre en évidence en interrompant l'essai.

Nous donnons ci-dessous une courbe obtenue par l'essai à la flexion d'un alliage, et l'on voit nettement qu'à chaque reprise on trouve une limite élastique plus forte, et à peu près égale à l'effort maximum précédemment supporté.

Si l'on a déformé une éprouvette en lui appliquant un certain effort  $P$ , supérieur à la limite élastique, le métal a pris un état d'équilibre nouveau qui lui permet de résister sans déformation



à cet effort, et, si l'on décharge l'éprouvette et qu'on recommence immédiatement l'essai, on ne doit observer de déforma-

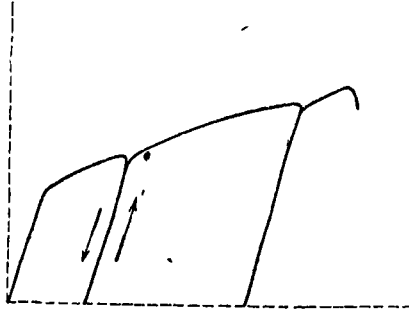


Fig. 100. — Diagramme d'un essai interrompu et repris.

La courbe montre qu'à chaque nouvelle reprise la limite d'élasticité s'est élevée.

tion nouvelle que lorsque l'on dépassera la charge  $P$ ; la limite élastique s'est donc élevée et a pris une nouvelle valeur  $\frac{P}{S}$ . Cela résulte, *à priori*, de la discussion des phénomènes constatés dans l'essai continu, et cette conclusion est confirmée par l'expérience quand on rend l'essai intermittent.

**241. Effet de l'écrouissage.** — Ce phénomène a reçu le nom d'écrouissage. — En général, tout effort ou tout travail mécanique appliqué à un métal tend à le durcir et à augmenter sa limite d'élasticité.

Ce phénomène est beaucoup plus sensible sur les métaux impurs et sur les alliages que sur les métaux très purs; il a naturellement une limite: il vient un moment où les charges dépassent la résistance maxima du métal, même écroui, et où la rupture se produit.

Si l'écrouissage agissait seul, il ne suffirait pas à expliquer toutes les circonstances de l'essai: le métal durci, ayant à chaque instant une limite d'élasticité à peu près égale à la charge qu'il supporte, ne devrait s'allonger que très peu, et l'essai devrait se terminer par une rupture brusque sans striction, comme cela se produit pour les métaux cassants; mais les effets de l'écrouissage sont à chaque instant atténués par un phénomène inverse, qui est le recuit.

**242. Effets du recuit.** — On sait, depuis longtemps, que l'on peut détruire les effets de l'érouissage en chauffant le métal à une certaine température; le recuit complet rend au métal ses propriétés primitives et lui permet de s'allonger de nouveau sous une charge plus faible.

M. Le Chatelier a montré que l'on peut réaliser le recuit à des températures variables : seulement, à mesure que la température est plus basse, le recuit complet exige un temps plus long ; il se produit encore, quoique très lentement, à la température ordinaire. Si on laisse simplement reposer un métal, il reprendra peu à peu ses propriétés primitives ; c'est ce que M. Le Chatelier appelle un recuit spontané.

Ce recuit se produit assez vite pour les métaux purs, et beaucoup plus lentement pour les alliages.

Les résultats de l'essai dépendent d'un équilibre qui s'établit à chaque instant entre ces causes de déformations contraires ; pour les métaux cassants, pour l'acier dur et pour un grand nombre d'alliages, le recuit spontané est à peu près négligeable ; l'érouissage produit tous ses effets, et la charge augmente, sans produire un allongement notable, jusqu'à la rupture, qui a lieu presque sans striction.

Pour les métaux très purs, au contraire, le recuit est presque immédiat ; les effets de l'érouissage sont très faibles, et on obtient un allongement très grand sous charge à peu près constante.

Entre ces deux types extrêmes, on peut observer tous les intermédiaires ; le recuit spontané modère plus ou moins les effets de l'érouissage, et permet au métal de s'allonger sous des charges croissantes et d'atteindre une charge de rupture supérieure à sa limite d'élasticité.

Les métaux durs, qui s'allongent peu avant de rompre, sont ceux qui s'érouissent beaucoup et se recuisent lentement ; les métaux doux, capables de s'allonger beaucoup, sont ceux qui s'érouissent moins et se recuisent plus vite.

On voit que les métaux capables de s'allonger sous charge croissante, et par suite de développer un certain travail de rupture, c'est-à-dire convenant pour les constructions, constituent une sorte d'anomalie théorique ; leurs propriétés ne sont pas celles d'un corps stable et défini, mais d'un corps susceptible de transformations incessantes et continues.

La forme de courbe que nous avons prise comme type des essais, et que donnent la plupart des métaux employés dans l'industrie, est en elle-même paradoxale; elle ne peut s'expliquer que par un mécanisme très complexe et en admettant que l'éprouvette est une sorte de système organisé, capable de se modifier sous des influences diverses, le résultat observé dépendant de la lutte entre ces influences.

Les effets de l'écroutissage sont encore plus visibles dans la période de striction; à ce moment, il se produit une diminution brusque de la section, et cependant le métal ne rompt pas immédiatement: la charge décroît, mais dans une faible mesure, et l'effort par unité de surface que le métal supporte vers la fin de la striction est très supérieur à celui qu'il supporte au commencement.

On peut observer un phénomène analogue dans l'essai à la flexion de certains alliages, lorsqu'il se produit des fissures réduisant la section réellement résistante; ces fissures devraient continuer et la rupture se produire sans augmentation d'effort: c'est ce qui a lieu souvent, mais parfois, en opérant lentement, on est obligé d'élever beaucoup la charge pour déterminer la rupture. Ainsi, la section réduite arrive à supporter une charge très supérieure à celle sous laquelle la section complète avait commencé à se briser; il est donc évident que sa résistance a augmenté.

Ces effets d'écroutissage expliquent peut-être la forme sinueuse des courbes (fig. 101) que certains métaux fournissent à l'enregistreur.

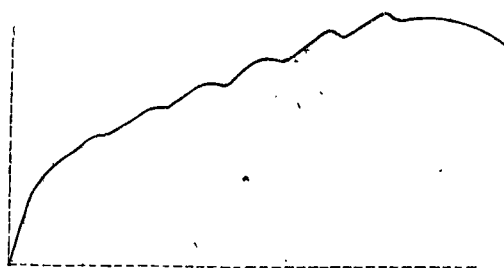


Fig. 101. — Forme sinueuse donnée par certains métaux avec les enregistreurs.

**243. Conclusions.** — D'après les considérations qui précèdent, les chiffres mesurés dans un essai ne traduisent pas des pro-

priétés absolues de la matière ; ils sont le résultat d'actions complexes et nous apprennent, seulement, de quelle manière le métal se comporte sous un traitement mécanique déterminé : ils doivent donc dépendre des conditions mêmes de l'essai.

Le temps employé a une certaine influence ; lorsque l'on opère plus rapidement, on observe, en général, des charges de rupture un peu plus fortes et des allongements plus faibles ; c'est surtout ce dernier effet qui est sensible : il s'explique parce que le temps favorise les effets du recuit spontané. Si on opérât avec une très grande lenteur, on arriverait, pour beaucoup de métaux, à supprimer presque les effets de l'érouissage et à obtenir l'allongement indéfini sous une charge à peu près constante ; qui serait peu supérieure à la limite élastique ; si, au contraire, l'essai était instantané, comme cela arrive pour les essais au choc, on obtiendrait une rupture sans allongement. Dans les limites de vitesse que comportent les machines en usage, ces variations sont de peu d'importance ; ce qui est essentiel, c'est que l'augmentation de la charge se produise bien d'une manière continue et sans choc.

Au point de vue de la stabilité des constructions, les considérations précédentes montrent qu'un métal se trouve dans une situation précaire et instable aussitôt qu'il est soumis à des efforts dépassant la limite d'élasticité. Théoriquement, de tels efforts doivent toujours amener la rupture au bout d'un temps suffisamment long ; c'est, en effet, ce que l'expérience semble démontrer.

## § 2. — ESSAIS DIVERS

**241. Essais de flexion.** — Les essais à la flexion peuvent se faire de deux manières : soit sur des barreaux placés sur deux appuis, soit sur des barreaux encastés à une de leurs extrémités et chargés au bout. Dans le premier cas, on peut employer toutes les machines à essai ordinaires, en modifiant la disposition des mâchoires.

Les mâchoires de la machine de traction agissent sur deux étriers ; l'une de ces mâchoires porte les deux supports, et l'autre une sorte de couteau qui appuie sur le milieu de la barrette,

Si l'on ne recherche pas une très grande exactitude, on peut facilement faire des essais de flexion avec une presse hydraulique,

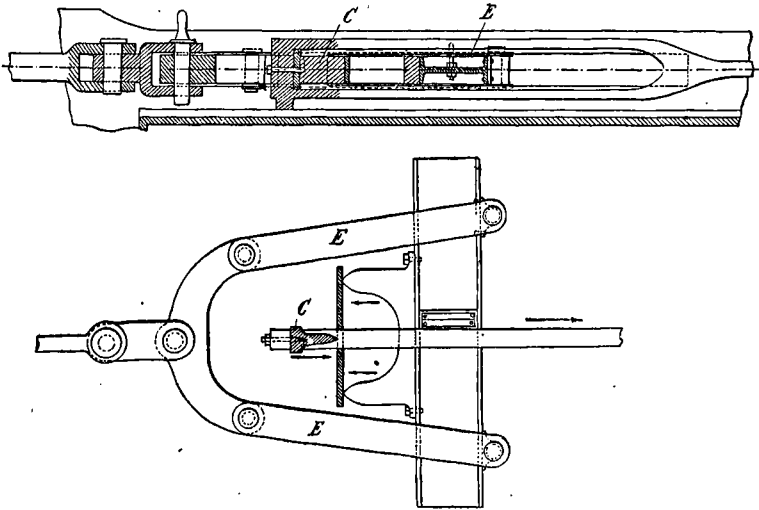


Fig. 102. — Etrier pour essais de flexion.

E, étrier relié à une des tiges de la machine de traction par une attache doublement articulée; C, couteau relié par un étrier à l'autre tige.

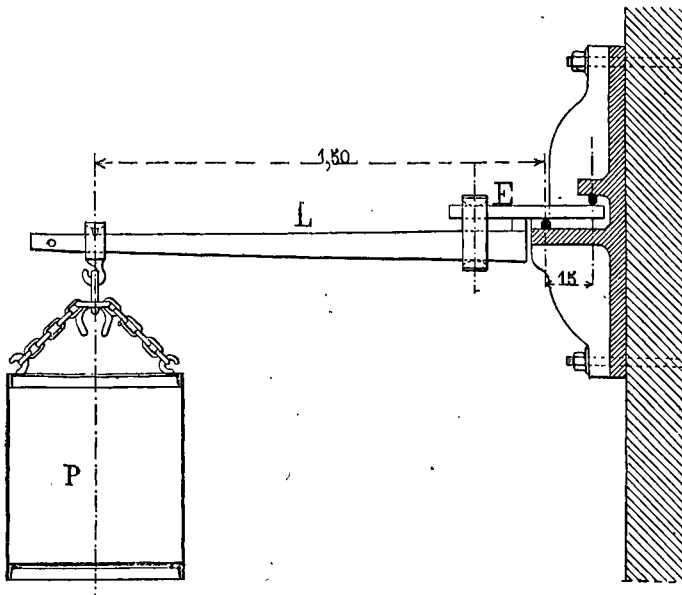


Fig. 103. — Machine Monge.

en plaçant les barrettes sur des supports fixes et les brisant au milieu par l'intermédiaire d'un couteau; on calculera l'effort d'après la pression manométrique dans les corps de presse.

Pour les essais, en bout, des pièces encastrées, on peut employer des dispositions spéciales.

La machine Monge (fig. 103) consiste à charger la barre au moyen d'un levier qu'on attache à son extrémité et d'un plateau portant un poids variable.

La machine Joëssel (fig. 104) agit comme une romaine et permet de tracer le diagramme de l'essai.

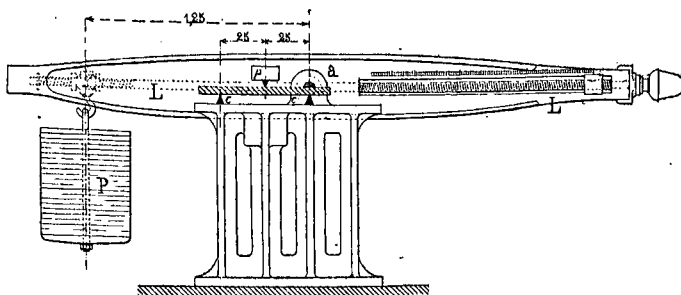


Fig. 104. — Romaine équilibrée de M. Joëssel pour l'essai des fontes à la flexion.

On mesurera l'effort maximum nécessaire pour produire la rupture et la flèche prise par la pièce; cette dernière quantité peut être mesurée facilement si l'on arrête l'essai un peu avant la rupture complète, et aussitôt qu'il se produit une première déchirure.

**245. Interprétation de l'essai.** — Les barres, en fléchissant, travaillent à l'allongement d'un côté et à la compression de l'autre; c'est toujours du côté qui s'allonge que commence la déchirure; la rupture des fibres se fait donc par allongement.

La courbure obtenue sera en rapport avec la faculté d'allongement du métal, et l'effort avec sa résistance à la traction. On peut calculer cette quantité au moyen des formules théoriques que l'on établit dans l'étude de la résistance des métaux.

La résistance à la flexion par unité de section est donnée par les formules:

Pièces posées sur 2 appuis (chargées au milieu):

$$R = P \times \frac{vl}{I}; \frac{f}{l} = \frac{P}{E} \times \frac{l^3}{484I}$$

Pièces encastrées (chargées en bout):

$$R = P \times \frac{vl}{I}; \frac{f}{l} = \frac{P}{E} \times \frac{l^3}{3I}$$

$P$ , charge —  $v$ , distance à la fibre neutre, ou moitié de la hauteur pour les sections symétriques, —  $l$ , longueur, —  $f$ , flèche —  $I$ , moment d'inertie ( $\Sigma mr^2$ ): — pour un rectangle de hauteur  $h$  et de largeur  $b$ ,  $\frac{I}{8} = \frac{bh^3}{6}$ ; pour un cercle de rayon  $r$ ,  $\frac{I}{8} = \pi \frac{r^4}{4}$ .

Ces formules sont établies en admettant le principe de l'élasticité, c'est-à-dire de la proportionnalité des efforts et de l'allongement qu'elle produit; cette hypothèse n'étant pas rigoureusement conforme à la réalité, les résultats d'expérience ne concordent pas parfaitement. La résistance mesurée directement par la traction différerait de celle que l'on calculerait par les essais à la flexion, et le rapport pourra varier suivant la nature des métaux, la dimension de l'éprouvette, et la distance des supports.

Les essais par flexion ont un caractère un peu plus empirique que ceux par traction; ils donneront des résultats comparables si on les fait dans les mêmes conditions, mais ils ne pourront pas se traduire par des chiffres absolus dont la signification soit indépendante des conditions d'essai. Il faudra donc définir ces dernières dans les cahiers des charges; aussi ce genre d'essai est relativement peu employé, sauf pour les métaux cassants, comme la fonte. Cependant, il présente l'avantage d'exiger moins de préparatifs; l'éprouvette n'a pas besoin d'être travaillée, ni même d'être dressée avec un très grand soin, la rupture se pro-

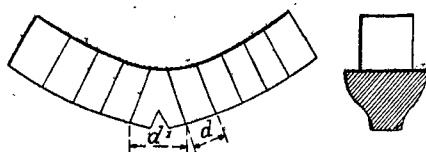


Fig. 105. — Effets de la flexion.

duisant forcément en un point déterminé dont on peut mesurer exactement la section. Il se rapproche, du reste, davantage des conditions pratiques où le métal travaille le plus souvent dans la construction.

Pendant la flexion, avons-nous dit, l'une des faces s'allonge et l'autre se raccourcit : cette dernière se gonfle, et la section prend une forme trapézoïdale. C'est toujours sur la face convexe étirée que la rupture commence. Si on a tracé une série de traits équidistants, leur écartement après rupture permet de mesurer l'allongement maximum des fibres,  $\frac{d^1}{d}$  (fig. 105).

**246. Epreuves de pliage.** — Les épreuves empiriques de pliage s'appliquent souvent aux tôles ; elles consistent à plier une éprouvette sur une forme en l'appliquant au marteau : suivant que la tôle doit être plus ou moins douce, on exige qu'elle se plie sans criquer sur un angle déterminé. Cette épreuve peut se faire à froid ou à chaud ; elle sera plus ou moins dure suivant le rayon de raccordement des deux faces plates de la forme ; les métaux très doux doivent, en général, se plier à bloc avec un rayon égal à l'épaisseur.

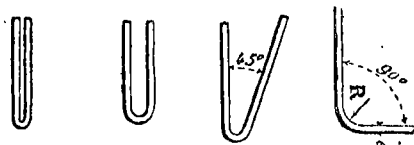


Fig. 106. — Essais de pliage à froid.

L'épreuve de pliage s'applique aux fils métalliques dans des conditions spéciales qui permettent de les traduire par un chiffre ; on pince le fil entre les mâchoires d'un étai et on le replie alternativement dans les deux sens jusqu'à provoquer la rupture : le nombre de pliages qu'il peut supporter mesure, jusqu'à un certain point, sa malléabilité. — L'important, dans cette épreuve, est de faire le pliage sur un rayon déterminé et d'opérer la flexion successive toujours dans le même plan, de manière à ne pas faire supporter au fil d'effort de torsion.

**247. Essais au poinçonnage.** — M. Frémont a imaginé des procédés d'essai simples et rapides, qu'il a appliqués, d'abord, au poinçonnage, puis au cisailage.

Dans ces deux opérations, on peut admettre que le métal subit une rupture par flexion en se pliant sur un rayon très petit.

Le travail se produit par l'enfoncement d'un poinçon ou d'un ciseau, et le mécanisme qui produit l'avancement de l'outil



reporte la pression sur un bâti en col de cygne ; celui-ci (fig. 107) possède une certaine élasticité et se redresse avec un mouvement d'une amplitude très faible, proportionnelle à la charge.

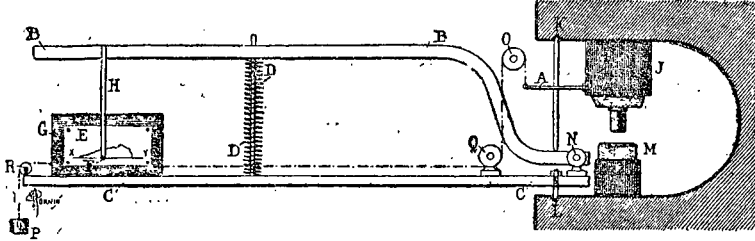


Fig. 107. — Elasticimètre enregistreur Frémont.

En amplifiant ce mouvement, on peut enregistrer les pressions ; si, d'autre part, on enregistre aussi l'avancement de l'outil, on aura un diagramme dont l'aire représentera le travail de rupture (fig. 108).

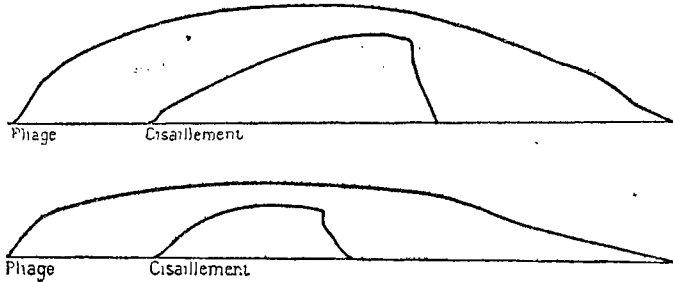


Fig. 108. — Diagrammes de pliage et de cisaillement.

La forme de ce diagramme donnera des renseignements précis sur les qualités du métal ; l'angle que fait la courbe au départ avec la verticale sera d'autant plus faible que le métal a plus de raideur ; le point où cette courbe commence à se coucher dépend de la limite d'élasticité. L'ordonnée maxima représente la charge de rupture, enfin la longueur de la courbe dépend de la faculté d'allongement.

Ce système donne des indications assez sensibles, surtout pour le cisailage. Il présente l'avantage qu'on peut l'appliquer très facilement aux machines, dans les ateliers, et, par suite, éprouver le métal en même temps qu'on le travaille. Cela permet de multiplier beaucoup les essais : comme dans la pratique

les pièces métalliques ne sont pas parfaitement homogènes et de qualité uniforme, il est souvent plus intéressant de faire un grand nombre d'essais que d'en faire quelques-uns seulement avec une exactitude que le manque d'homogénéité des pièces rend illusoire.

Les mêmes machines peuvent servir à faire des essais par flexion ou par écrasement; il suffit de modifier les dispositions des supports. On peut même les appliquer aux essais de traction, en fixant l'éprouvette par une mâchoire fixe au bâti en col de cygne, et en exerçant la traction par un système quelconque du côté opposé. On obtiendra des essais un peu moins précis, peut-être, qu'avec les machines spéciales, mais beaucoup plus rapides, et l'installation sera moins coûteuse.

Cette méthode paraît donc très intéressante pour propager, dans les ateliers où l'on travaille les métaux, l'usage habituel des essais, qui y est encore trop peu répandu.

Les épreuves à l'écrasement et au cisailage présentent en outre l'avantage de pouvoir s'appliquer à de très petites éprouvettes, dont la préparation n'offre aucune difficulté. Ils permettent d'éprouver un point déterminé d'une pièce métallique, et se prêtent bien mieux que les essais de traction à étudier les variations de propriété d'un métal imparfaitement homogène.

En pratique, la résistance au cisaillement (c'est-à-dire la charge maxima divisée par la section cisailée) est inférieure à la résistance à la traction. Le rapport varie de 0,8 à 0,6 et devient d'autant plus faible qu'on opère sur des métaux plus durs.

**248. Essais à la compression.** — Les essais de compression peuvent se faire avec toutes les machines de traction; il suffit de fixer aux deux mâchoires deux étriers croisés entre lesquels se place la pièce à comprimer. On peut aussi employer les presses hydrauliques ordinaires et placer la pièce entre les deux plateaux; souvent on calera la pièce entre deux plaques d'acier dur suffisamment larges pour ne pas être affectées par la compression.

Pendant la période élastique, la compression se produit dans des conditions à peu près symétriques de celles de l'allongement: la pièce se raccourcit et se gonfle, et le module d'élasticité, c'est-à-dire l'effort nécessaire pour produire une diminution de longueur déterminée, est à peu près le même que par traction.

Mais les conditions de rupture sont très différentes; il se produit peu à peu un écrasement et un gonflement central: ce gonflement détermine des déformations locales et des allongements de certaines fibres qui finissent par provoquer des fissures. Les parties extérieures arrivent alors à se détacher du centre; lorsque la forme est cubique, l'écrasement se termine, en général, par la formation de plans de rupture suivant les quatre faces d'une pyramide sur laquelle les solides extérieurs se détachent par glissement: on donne, le plus souvent, aux éprouvettes la forme de cubes, ou parfois celle de cylindres dont la longueur ne doit pas excéder deux fois le diamètre.

La résistance à la rupture par écrasement est en général supérieure à la résistance par traction. Cette loi est mise en évidence par ce fait que, dans les essais par flexion, c'est toujours la face étirée qui se rompt la première. Le rapport varie entre 1,40 et 2: il est en général plus élevé pour les métaux doux.

Cet essai est peu usité; cependant, il offrirait l'avantage de pouvoir s'appliquer à de petites éprouvettes, d'exiger un travail de préparation moins considérable, et son emploi serait logique toutes les fois qu'il s'agit de métaux peu malléables destinés à travailler dans la réalité plutôt par compression.

**249. Dureté.** — La dureté des corps se définit, en minéralogie, par la faculté qu'ils ont de rayer un corps déterminé ou d'être rayés par lui. On l'apprécie par comparaison avec une échelle conventionnelle de minéraux: on essaie, avec un cristal, de rayer ces minéraux; la dureté est comprise entre celle du dernier terme que l'on peut rayer et celle du suivant.

Pour les métaux, on peut employer une échelle de poinçons, avec lesquels on cherche à rayer la surface de l'échantillon à étudier.

La dureté est en rapport avec la résistance: cependant elle peut être considérable pour des métaux cassants.

Cette propriété peut avoir de l'importance au point de vue de la manière dont le métal se comporte quand on le travaille à l'outil.

On a essayé de substituer aux épreuves de rayure des épreuves plus précises par *pénétration*. On fait pénétrer, par choc ou par pression lente, un couteau ou un poinçon; on mesure l'effort et la profondeur ou la largeur de l'empreinte.

**250. Méthode de Brinnell.** — Le procédé le plus intéressant paraît être celui de Brinnell (fig. 109).

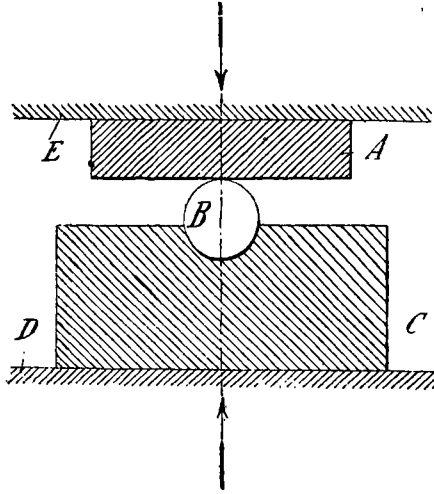


Fig. 109. — Essai Brinnell.

L'essai de pénétration se fait en pressant, sur une surface polie du métal, une bille d'acier très dure.

Pour les essais usuels, il suffit d'une pression de 2.000 kilos.

Le plus souvent, on se contente de mesurer l'indice de dureté, ou rapport de la charge à la surface du cercle d'empreinte, exprimée en millimètres carrés : c'est ce qu'on appelle le chiffre de Brinnell. D'après les recherches récentes de M. Guillet, le chiffre rend assez bien compte de la manière dont le métal se travaille au tour ou à la mortaise ; pour les aciers, il doit être compris entre 120 et 200. Les aciers plus doux bavent et encrasent les outils ; ceux qui sont plus durs donnent des copeaux courts et fragiles. Au-delà de 250, le travail devient impossible à moins d'employer des aciers à outil spéciaux.

On peut donner une portée plus générale à la méthode en mesurant : 1° la pression nécessaire pour produire la première déformation, qui est en rapport avec la limite élastique ; 2° la pression totale nécessaire pour l'enfoncement complet ; 3° le gonflement provoqué lorsque l'on enfonce la bille près du bord jusqu'à provoquer un craquement.

Ce dernier élément est en relation avec l'allongement.

Par des essais comparatifs, on reconnaît qu'en déterminant

des coefficients convenables, pour une nature d'acier donnée, on peut déduire approximativement de cet essai les chiffres que l'on a l'habitude de mesurer dans l'essai de traction.

Cette méthode présenterait de grands avantages ; elle est rapide et simple, et, comme elle n'affecte que la surface, on pourrait multiplier les essais sans sacrifier trop de métal : la confection des barrettes, l'essai de la limite d'élasticité, et même celui de la résistance pourraient se faire presque sans endommager les pièces. En raison du manque d'homogénéité fréquent dans l'acier, il serait souvent plus intéressant de multiplier les essais que d'y apporter un soin et une exactitude illusoire. Il n'y a peut-être pas grande utilité à se donner beaucoup de mal pour mesurer rigoureusement les propriétés d'une barrette, qui ne fera pas partie de la pièce définitive, alors que l'on sait que les propriétés d'une barrette prise dans le voisinage et dans la partie qui sera définitivement employée peuvent présenter des différences normales de 5 à 10 0/0 et même plus. Il serait, au contraire, très intéressant de voir faire des épreuves multipliées, de nature à renseigner sur l'homogénéité de la pièce.

Cette question d'homogénéité se pose, non seulement au point de vue mécanique, mais aussi au point de vue chimique. Quand on cherche à se rendre compte de l'influence de la composition, on essaye des barrettes prises dans une masse dont on connaît la composition chimique moyenne. Mais les teneurs des divers éléments étrangers peuvent varier dans une limite assez écartée, et on n'a qu'une notion assez vague sur la nature du métal au point où il s'est rompu. Les essais ordinaires ne décèlent donc pas nettement les causes chimiques de rupture dues à la répartition inégale des différents corps, et qui joue peut-être un rôle plus grand qu'on ne le croit.

A ce point de vue, il serait fort intéressant d'employer les méthodes qui permettraient d'analyser précisément les points mêmes dont on a mesuré les propriétés mécaniques. La méthode de pénétration de M. Brinnell remplirait parfaitement cette condition. Les essais de barrettes entaillées, dont nous parlerons plus loin, offriraient dans une certaine mesure les mêmes avantages ; ils peuvent se faire sur des barrettes de petit volume, et le travail de rupture est concentré sur une section parfaitement déterminée.

Il serait facile, après l'essai, de vérifier la composition chimi-

que de cette section et même de la partie où la rupture a commencé.

§ 3. — ESSAIS AU CHOC

251. — Les métaux se brisent bien plus facilement sous un choc brusque que sous un effort continu. Cette propriété, qu'on

*Crochet et mouton.*

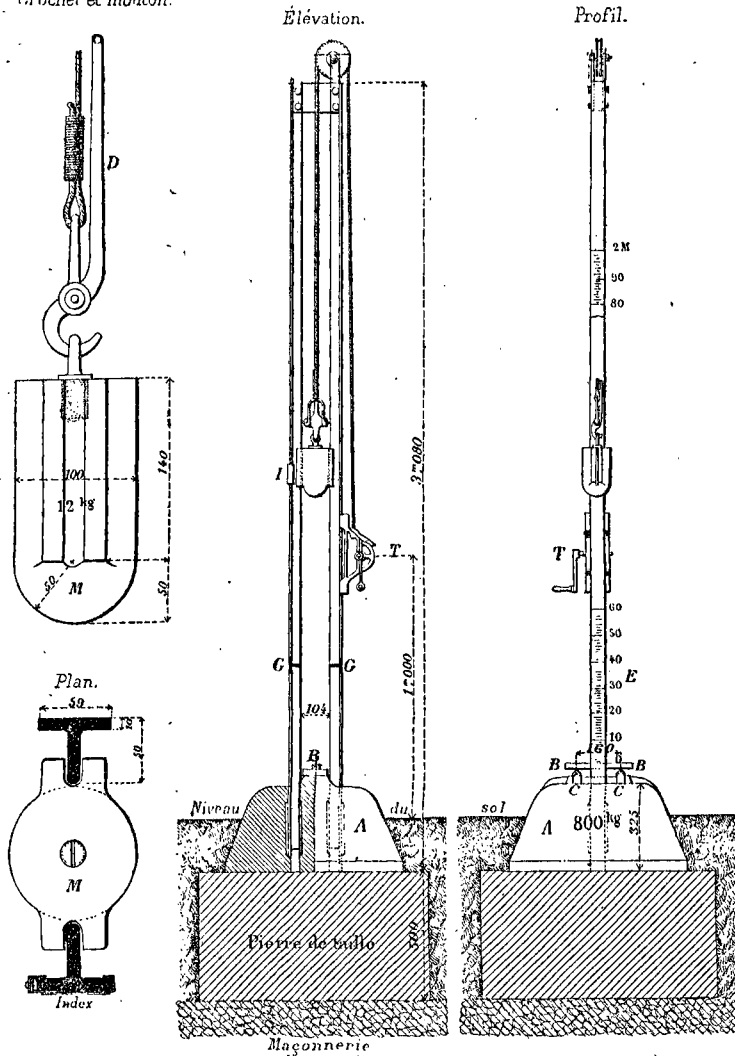


Fig. 110. — Mouton.

nomme la fragilité, est très variable et n'est pas toujours en rapport avec la résistance aux actions lentes : il arrive, par exemple, que des éprouvettes d'acier phosphoreux donnent d'excellents résultats aux essais de traction et cassent comme du verre sous le moindre choc.

**252. Epreuve au mouton.** — Pour apprécier la fragilité, on emploie des barres prismatiques placées sur deux appuis ou bien encastrées dans un support en porte-à-faux, sur lesquelles on fait tomber un mouton d'une hauteur variable (fig. 110). Au point de vue empirique, s'il ne s'agit que de vérifier qu'une pièce n'atteint pas une certaine limite de fragilité, on lui imposera la condition de ne pas se rompre, ou même de ne pas se criquer, sous le choc d'un mouton d'un poids donné, tombant d'une hauteur déterminée. On peut essayer, de cette manière, soit des éprouvettes, soit des pièces finies. Ainsi, on impose ce genre d'épreuves pour les bandages et les roues, dans les chemins de fer ; on l'applique aussi quelquefois aux rails.

**253. Caractère empirique des procédés ordinaires.** — On ne peut pas traduire de pareils essais par un chiffre précis et ils ne peuvent servir à caractériser, par des données numériques, les qualités d'un métal. C'est cette difficulté qui a fait employer presque exclusivement les essais de traction comme méthode générale d'étude, bien qu'ils soient plus longs et parfois moins instructifs.

L'effet d'un choc dépend de plusieurs éléments : d'une part, le poids du mouton et sa hauteur de chute ; d'autre part, les dimensions de la pièce frappée et la distance des appuis. On ne peut pas établir de formule générale tenant compte de tous ces éléments.

Au point de vue mécanique, on peut définir les forces vives du choc par le produit du poids par la hauteur ; mais l'action du choc ne peut pas être considérée comme proportionnelle à ce produit. Le choc d'une masse faible à grande vitesse ne produira pas le même effet que celui d'une masse considérable à faible vitesse. Les résultats varieront aussi suivant les dimensions et les formes des pièces essayées : étant donné qu'un prisme, dans de certaines conditions, se rompt pour une cer-

taine hauteur de chute, on ne pourra pas calculer celle qui sera nécessaire pour produire la rupture d'une pièce analogue dont les dimensions et le mode d'appui ne seraient pas les mêmes. L'élasticité des appuis a aussi une certaine influence : lorsqu'ils peuvent céder un peu sous le choc, la rupture se produit moins facilement.

Tout ce que l'on peut faire, c'est donc de rendre les essais comparables en fixant d'une manière conventionnelle les dimensions des éprouvettes, le poids du mouton que l'on emploiera, et les hauteurs dont on le laissera tomber.

**254. Epreuve par chocs gradués.** — Ce qu'il faudrait pouvoir mesurer, une fois tous ces éléments bien définis, c'est la hauteur minima de chute sous laquelle l'éprouvette se briserait, ou commencerait à se criquer. Ce serait là un chiffre qui pourrait être considéré comme une mesure de la résistance au choc, mais il n'est pas possible de le déterminer avec précision ; on est obligé de procéder par tâtonnements. On commencera donc par des hauteurs de chute relativement faibles, puis on renouvellera les chocs en augmentant, chaque fois, la hauteur jusqu'à ce que la rupture se produise ; mais les premiers chocs modifient l'état du métal, et la hauteur de chute que l'on détermine ainsi approximativement pourra être inférieure à celle sous laquelle se serait produite la rupture immédiate. Pour se placer toujours dans les mêmes conditions, il faudrait essayer les différents chocs sur des éprouvettes intactes, mais on ne saurait pas si elles sont toutes identiques.

Lorsque le métal est un peu malléable, les premiers chocs ont pour effet de le courber ; on peut alors, comme l'a fait M. Charpy, mesurer les angles de flexion obtenus par des chocs successifs à des hauteurs graduées. On dresse le tableau de ces résultats et on le traduit par une courbe qui caractérise assez bien le métal.

**255. Emploi de barrettes entaillées.** — Pour les métaux très malléables, la flexion pourra se produire indéfiniment sans rupture ; pour les métaux très résistants, comme certains aciers, il arrivera au contraire que la rupture ne se produira pas sous les hauteurs de chute dont on dispose.

On peut accentuer la fragilité et la rendre plus mesurable en employant des barrettes entaillées,



Si l'on creuse à la machine-outil une entaille transversale au milieu de la longueur du barreau, il se brise beaucoup plus facilement : il suffit même d'une raie tracée au diamant pour provoquer souvent la rupture. Il se produit, sans doute, au voisinage de l'entaille, des vibrations et des sortes de remous qui concentrent sur la section diminuée les forces mécaniques ; et le fond des entailles devient l'amorce d'un plan de rupture qui se propage rapidement.

Ce mode d'essais est actuellement l'objet d'études suivies, et on a proposé plusieurs méthodes pratiques.

*Méthode Auscher.* — On emploie, dans cette méthode, des barrettes carrées de 2 centimètres de côté, entaillées sur les quatre faces sur une profondeur de 1 millimètre ; la barrette à essayer est encastrée avec un porte-à-faux de 100 millimètres, et

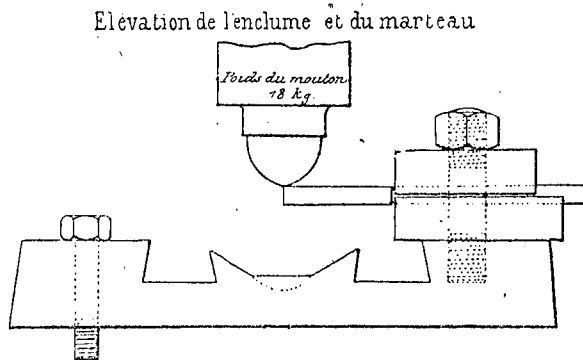


Fig. 141. — Mouton Auscher.

on fait tomber le mouton, d'un poids de 18 kilogrammes, d'une hauteur déterminée suivant la qualité d'acier que l'on veut obtenir : pour un arbre de machine, par exemple, les barrettes ne doivent pas casser sous une hauteur de 3 mètres. La raideur du métal s'estime d'après l'angle de flexion, sous une hauteur déterminée de chute.

Cet essai n'est qu'une épreuve de réception qui ne permet pas de mesurer la résistance au choc d'un métal ; on cherche simplement à constater qu'elle est supérieure à un minimum fixé.

*Méthode Barba.* — On essaye de déterminer, dans cette méthode, la hauteur de chute nécessaire pour produire une rupture. On emploie une longue éprouvette dans laquelle sont pratiquées une série d'entailles triangulaires, pénétrant pres-

que au tiers ou au quart de l'épaisseur ; le barreau a une largeur de 3 centimètres et les entailles sont espacées de 25 millimètres. On essaye l'extrémité encastrée avec un mouton-levier pesant également 18 kilos ; on répète l'essai sur chacun des différents tronçons, qui sont en général au nombre de 9, en faisant varier les hauteurs de chute. Lorsque la rupture s'est produite pour un tronçon, on diminue la hauteur pour le suivant ; si elle ne s'est pas produite, on augmente la hauteur. On prend alors la moyenne des hauteurs qui ont provoqué la rupture, la moyenne de celles qui ne l'ont pas provoquée, et enfin la moyenne de ces deux chiffres, qui est considérée comme représentant la hauteur théorique de rupture des barreaux et mesurant leur résistance au choc.

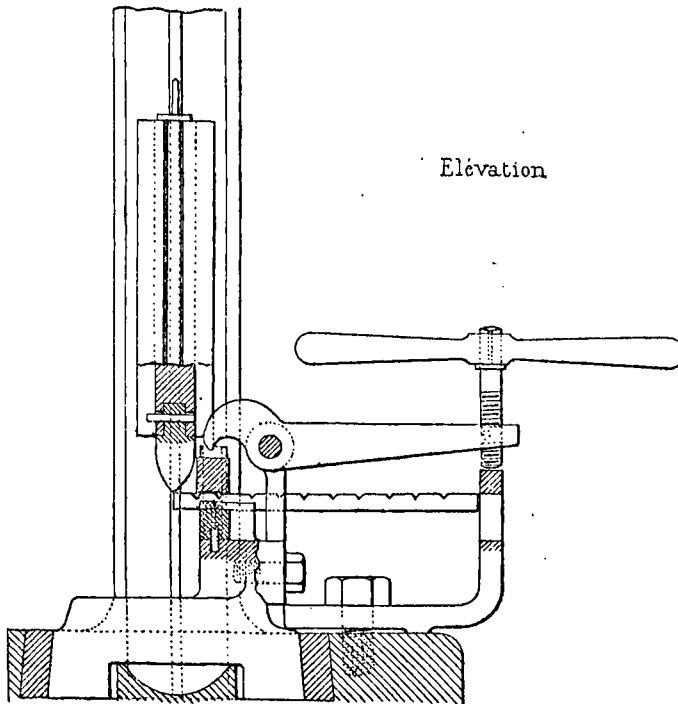


Fig. 112. — Mouton d'essai Barba.

La pièce n'étant pas parfaitement homogène, il se présente toujours des anomalies ; la hauteur sous laquelle se brisent certains tronçons est souvent inférieure à celle à laquelle d'autres résistent. Ces écarts permettent de juger de l'homogénéité du métal.

M. Barba a appliqué cette méthode d'éprouvettes à plusieurs entailles, en mesurant la charge résiduelle : chaque tronçon a une longueur d'environ 4 centimètres ; on emploie des barreaux de 12 millimètres sur 30, et les entailles sont triangulaires, à fond aigu, avec une épaisseur de 1 à 2 millimètres. Le mouton, de 25 kg., est soulevé à une hauteur suffisante pour produire la rupture et rebondir ensuite sur des ressorts ; la hauteur à laquelle il remonte permet d'évaluer approximativement la force vive résiduelle, et de corriger la hauteur réelle de manière à calculer, à peu près, la hauteur exacte de chute qui déterminerait la rupture.

*Méthode Frémont.* — L'essai se fait, ici, avec un seul coup de mouton tombant d'une hauteur suffisante pour rompre l'éprouvette, et en mesurant la force vive résiduelle. On emploie de petites éprouvettes de 3 centimètres de longueur sur 1 centimètre de largeur et 8 millimètres d'épaisseur, entaillées d'un seul côté par un trait de scie de 1 millimètre de largeur et 1 millimètre de profondeur. L'éprouvette repose sur deux appuis distants de 21 millimètres ; le mouton, après l'avoir brisée, tombe sur un support maintenu par un ressort à boudin qui fléchit d'environ 1 millimètre par 25 kilos de charge. Le mouton pèse 10 kilos et tombe de 4 mètres de hauteur ; la différence entre la force vive de chute et celle qui correspond à l'enfoncement du ressort représente la force vive de rupture. L'inconvénient pratique est qu'il faut une certaine attention pour bien saisir la flexion maxima du ressort, qui se relève très vite. On peut remplacer le ressort par un crusher dont on mesure ensuite l'écrasement.

*Méthode Charpy.* — Cette méthode, comme celle de M. Frémont, permet de mesurer le travail résiduel de rupture. Ce travail, évalué en kilogrammètres par cmq. de section, constitue ce que l'on appelle la *résilience* du métal. L'angle formé par les deux moitiés du barreau après la rupture mesure la raideur du métal.

M. Charpy opère sur des éprouvettes carrées de 2 ou 3 centimètres de section entaillées sur une épaisseur de près de moitié ; cette entaille s'obtient en forant un trou de 8 millimètres de diamètre et achevant d'ouvrir l'entaille par deux traits de scie. Le barreau est placé horizontalement contre deux buttoirs, et on provoque la rupture au moyen d'un mouton pesant 50 kgs. et

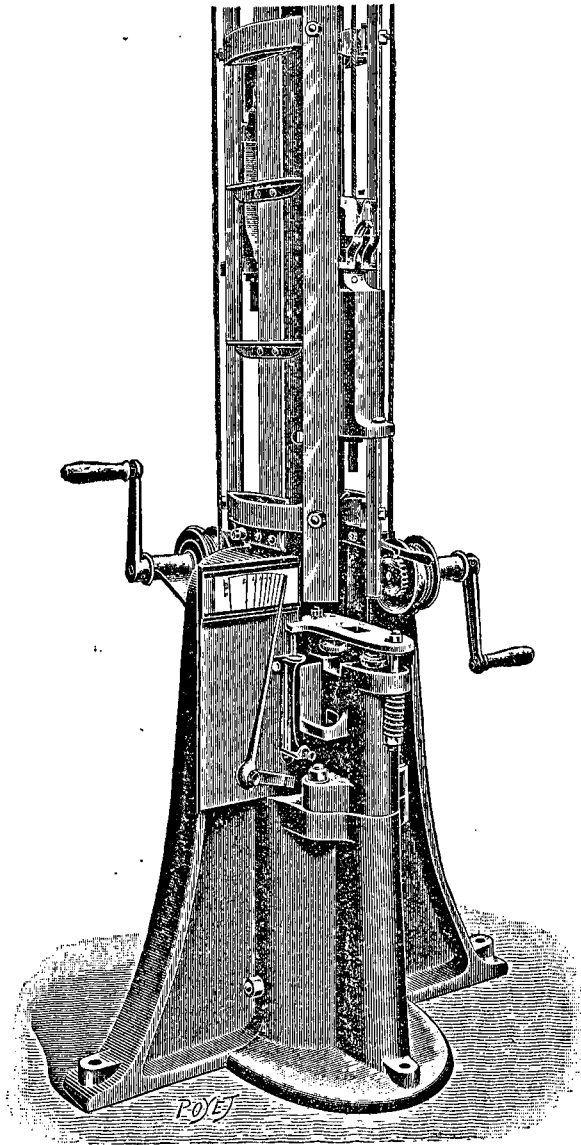


Fig. 113. — Mouton Frémont.

se mouvant comme un pendule sur un cercle de 4 mètres de rayon (fig. 114). La hauteur à laquelle le mouton remonte de l'autre côté permet de mesurer le travail résiduel.

M. Charpy a employé deux autres méthodes, qui peuvent

s'appliquer avec un mouton ordinaire : l'une consiste à faire subir à l'éprouvette une série de chocs avec une hauteur de chute fixe ; chacune de ces chutes fait plier l'éprouvette de plus en

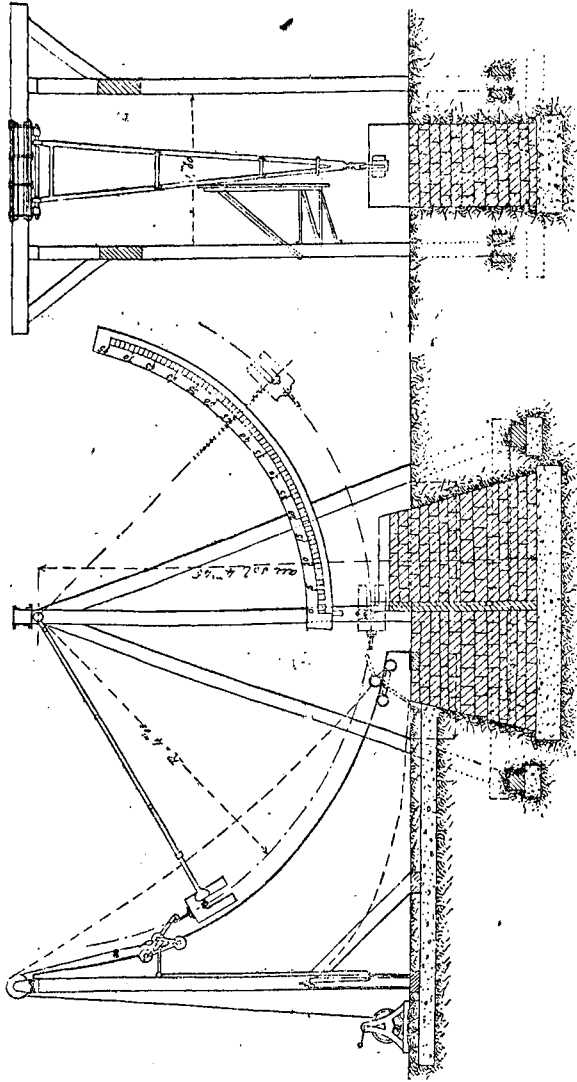


Fig. 114. — Mouton-pendule Charpy.

plus, et on mesure le nombre de coups nécessaire pour obtenir la rupture, ou au moins le pliage à  $60^{\circ}$ . Ce système peut convenir pour les métaux doux. Pour les métaux plus durs, on augmente progressivement, à chaque essai, la hauteur de chute jusqu'à ce que l'on obtienne la rupture, et, après chaque choc,

on mesure l'angle de flexion ; on dresse la courbe de cet angle en fonction des hauteurs de chutes successives : plus cette courbe est relevée, plus le métal est raide.

On peut opérer, soit avec des éprouvettes posées sur deux appuis, soit avec des éprouvettes encastrées ; dans ce dernier cas, on peut employer de très petites pièces. M. Charpy a construit un mouton où le support d'écrasement peut tourner autour d'un axe horizontal, de manière à ramener après chaque choc l'éprouvette à être horizontale ; en mesurant l'angle de rotation, on mesure l'angle de flexion.

Ces méthodes sont très bonnes pour comparer des métaux de qualité analogue, mais les indications qu'elles donnent sont fonction, non seulement de la résistance, mais aussi de la facilité d'écrouissage, car le métal durcit plus ou moins sous l'action des chocs répétés.

Théoriquement, lorsque le métal n'est pas fragile et subit une déformation progressive, le travail de rupture devrait être égal à celui mesuré par l'aire du diagramme de traction. Il s'en écarte plus ou moins suivant la manière d'opérer.

**256. Forme et disposition des entailles.** — Dans tous les essais, la *forme de l'entaille* peut avoir une grande importance : plus l'entaille est aiguë, plus le métal se montre fragile ; l'essai est alors plus sévère. L'emploi des entailles à fond arrondi paraît plus logique, parce qu'il est plus facile de les obtenir identiques à elles-mêmes ; cependant les entailles obtenues par un trait de scie ont l'avantage d'être d'une exécution plus facile et plus rapide.

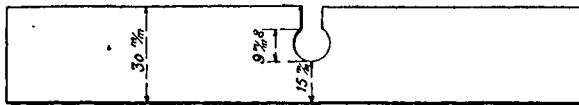


Fig. 115. — Barreau entaillé.

Avec les entailles arrondies, on peut adopter la profondeur égale au quart de l'épaisseur du barreau ; avec les entailles en traits de scie ou à fond aigu, il paraît préférable d'adopter une profondeur plus faible.

Les entailles arrondies peuvent se faire à la fraise pour les petites éprouvettes. Pour les grandes, le meilleur moyen paraît

être de percer un trou rond qu'on ouvre par un trait de scie. — Cette forme est peut-être celle qui donne le plus de concordance avec les résultats de l'essai statique.

La disposition par pièce encastrée offre l'avantage de permettre l'emploi de plus petites éprouvettes, et peut être préférée pour des appareils de laboratoire; mais le mode de serrage peut avoir une influence sur les lois de l'essai, et la disposition des éprouvettes posées sur deux appuis a l'avantage d'être beaucoup plus simple; elle se prêtera en outre mieux à l'essai des métaux doux, parce qu'elle permet le pliage jusqu'à 60°, tandis qu'avec l'encastrement on ne peut dépasser 90 le tronçon libre se rabattant sur la mâchoire.

Pour les métaux doux, il pourra être souvent préférable de les essayer sans entailles.

Les entailles sont d'ordinaires pratiquées sur les faces perpendiculaires à la direction du choc. Tantôt on entaille les deux faces, tantôt seulement l'une d'elles; dans ce cas, l'entaille unique doit être placée du côté qui deviendra convexe par le pliage, de manière que le choc tende à l'ouvrir.

Parfois, on place au contraire les entailles sur les faces verticales: ce mode d'essai est moins sévère que le précédent. Dans un métal laminé ou martelé, les zones extérieures, qui ont subi directement le travail, sont plus résistantes et on affaiblit beaucoup l'ensemble en les entaillant. L'emploi de deux entailles verticales laissera travailler normalement les deux faces horizontales, pour lesquelles on choisira les faces de laminage.

La dimension absolue des éprouvettes est intéressante surtout au point de vue de l'homogénéité du métal; à ce point de vue, nous pensons, comme M. Frémont, qu'il y a intérêt à pouvoir essayer de petites pièces; mais, d'autre part, ces essais exigeront beaucoup plus de précision. Pour les essais de réception industrielle, il paraît donc plus logique d'opérer sur de fortes éprouvettes, tandis que, pour les expériences de laboratoire et l'étude approfondie de l'homogénéité, il sera préférable d'en employer de petites et de multiplier les essais.

**257. Résultats pratiques.** — En comparant les essais opérés par ces diverses méthodes, on a souvent reconnu qu'il se produisait une discontinuité, c'est-à-dire que, pour une série

de métaux essayés par le même procédé, on obtenait, soit des chiffres faibles, soit des chiffres forts, mais rarement des chiffres moyens. L'essai permettrait donc de classer les métaux en deux catégories : fragiles ou non fragiles. Mais, d'autre part, pour une même série de métaux, la discontinuité ne se produit pas toujours au même point, suivant les méthodes employées ; ces anomalies paraissent être d'autant moins prononcées que l'on emploie des entailles plus profondes.

La valeur de l'angle de pliage semble être en relation assez régulière avec la résistance à la traction, et, au point de vue pratique industriel, la mesure de la hauteur de chute et de l'angle de pliage peut donner des indications suffisantes, sans avoir besoin de recourir à la mesure du travail résiduel, ce qui permet de simplifier beaucoup les appareils.

D'après les recherches de M. Mesnager, il y aurait un certain rapport entre le travail de rupture et l'angle de pliage, rapport qui varierait suivant les dimensions des éprouvettes. Les écarts entre les relations réelles et celles qui résulteraient de ces formules seraient moins grands pour les grandes éprouvettes que pour les petites.

Ces divers essais présentent certainement un grand intérêt, mais le choix de la meilleure méthode à adopter est encore une question non tranchée. Dans l'état actuel, on peut dire que toutes les méthodes, si on les pratique avec attention, sont bonnes pour comparer entre eux des métaux peu différents et, par suite, pour satisfaire aux besoins de l'industrie. Mais, pour chaque nature de métaux, il pourra être préférable d'employer des méthodes différentes : le métallurgiste ou l'acheteur devront donc étudier la méthode la plus pratique et l'appliquer à la nature spéciale des métaux pour lesquels ils doivent opérer.

En général, on aura vite déterminé à peu près la hauteur de chute qui convient pour un métal donné, et on pourra faire des essais simples en mesurant seulement l'angle de pliage sous une hauteur de chute déterminée. En employant deux éprouvettes, on pourra les soumettre à deux hauteurs de chute différentes, dont l'une devra être insuffisante pour déterminer la rupture et dont l'autre sera supérieure à la hauteur de rupture moyenne. On mesurera l'angle de pliage pour ces deux essais, et on pourra l'astreindre à être compris entre certaines limites.

Ce système, qui n'exige pas d'appareils spéciaux, pourra le



plus souvent suffire dans la pratique; on obtiendra, évidemment, des indications plus complètes en ajoutant au mouton l'appareil à ressort de M. Frémont, et en mesurant en même temps la force résiduelle. L'emploi de petites éprouvettes, encastrées, permettrait de combiner cet essai avec celui de traction, en opérant sur les deux bouts de la barrette brisée, dont les têtes peuvent être considérées comme non altérées.

**258. Essai au choc par traction.** — Un nouveau système d'essai au choc a été installé en Amérique et permet d'agir par chocs dans des conditions analogues à celles des essais ordinaires de traction ou de compression.

L'éprouvette (fig. 116) est suspendue à une traverse mobile

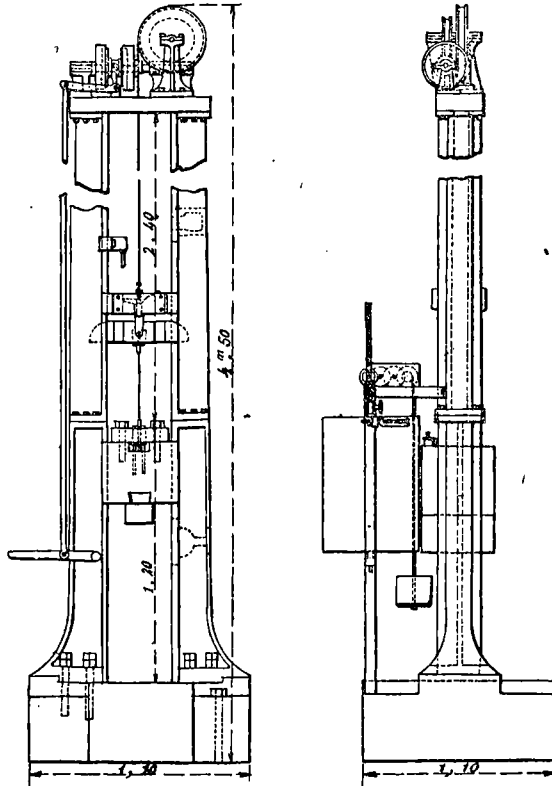


Fig. 116. — Appareil d'essai au choc.

et chargée d'un poids à sa partie inférieure; l'ensemble peut fonctionner comme un mouton, être soulevé à une hauteur dé-

terminée puis tomber librement par le déclanchement de la traverse supérieure; cette traverse vient s'arrêter brusquement sur des butoirs fixes et, à ce moment, le poids agit par traction sur l'éprouvette avec toute la force vive qu'il a acquise pendant la chute.

L'éprouvette se rompt après un certain allongement; on enregistre ses déformations au moyen de crayons attachés au poids et traçant une ligne sur un tambour tournant; un diapason trace sur le même tambour une ligne sinueuse horizontale, qui permet de mesurer les temps.

L'étude des courbes donne donc à chaque instant la vitesse de chute du poids et l'allongement de l'éprouvette; il est facile de calculer la perte de force vive correspondant au travail de rupture.

L'essai peut se traduire par des chiffres précis et se faire en une seule opération, comme les essais de traction ordinaires.

On peut de même opérer à la compression en fixant l'éprouvette dans une mortaise, au-dessous du poids.

**259. Méthode de M. Pérot par enregistrement photographique.** — Récemment M. Pérot a étudié, en collaboration avec M. Henri Michel-Lévy, une nouvelle méthode très ingénieuse, qui permet d'enregistrer le phénomène du choc et de calculer exactement le travail de rupture.

L'essai se fait sur des petites barrettes encastrées, portant de larges entailles à fond plat; la mâchoire d'encastrement, au lieu d'être fixe, peut tourner autour d'un axe horizontal: elle est soutenue par un ressort très rigide (anneau d'acier au silicium); les flexions très faibles de ce ressort (et par suite les angles de rotation de la mâchoire) sont à chaque instant proportionnelles à l'effort réel exercé par le mouton pendant sa chute. On les mesure au moyen d'un miroir fixé sur l'axe et réfléchissant un faisceau lumineux. Un système de prisme redresseur renvoie ce faisceau de manière que le déplacement de l'image soit horizontal.

Cette image vient se faire sur une plaque photographique fixée au mouton et tombant avec lui. On obtient donc une courbe dont les abscisses représentent les efforts, les ordonnées le chemin parcouru, et l'aire le travail obtenu.

La même machine permet d'opérer par flexion lente en rem-

plaçant le mouton par un vérin ou par tout autre système de pression progressive.

**260. Interprétation des courbes.** — Les courbes obtenues au choc sont sinueuses, à cause des vibrations du ressort : mais quelques essais spéciaux permettent d'étudier les lois de ces

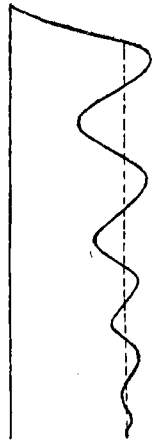


Fig. 117.

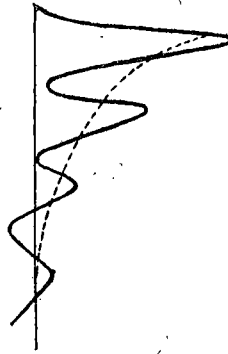


Fig. 118.

vibrations et de tracer la courbe moyenne (représentée en pointillé) qui correspondrait au phénomène dégagé de cette cause perturbatrice.

L'allure des courbes varie entre les deux types ci-dessus.

**261. Résultats pratiques.** — Avec les métaux non fragiles, on obtient le premier type, et la courbe diffère très peu de celle que donne l'essai par flexion lente. Quand le métal est fragile, on se rapproche du second type ; la période de déformation permanente disparaît, et l'effort baisse rapidement après avoir atteint le maximum : il peut arriver alors que l'essai par pression lente donne des courbes plus développées et que la fragilité du métal ne s'y montre pas ; mais, même dans ce cas, l'effort maximum ou charge de rupture reste à peu près le même pour les deux modes d'essai.

Cette méthode est peut-être la meilleure pour généraliser l'emploi courant des essais de choc. L'appareil est simple et peu coûteux ; l'opération est rapide. Si le métal n'est pas fragile, l'essai donnera avec une approximation suffisante les indications

fournies par les essais actuellement en usage, et y ajoutera la garantie de non fragilité : dans le cas contraire, un second essai par pression lente complétera le premier et apprendra si le métal, quoique fragile au choc, présente une malléabilité suffisante sous les actions progressives.

Cet essai simple ou double suffirait pour tous les besoins industriels et pourrait remplacer avec avantages les procédés plus longs et plus coûteux qu'on emploie jusqu'à présent.

**262. Propriétés générales des métaux.** — La plupart des métaux usuels sont doux quand ils sont purs, et ne présentent pas une limite élastique bien tranchée; la discontinuité entre les deux périodes de l'essai n'est bien visible que dans certains alliages métalliques et surtout dans l'acier.

L'antimoine et le bismuth sont les seuls métaux aigres à l'état de pureté : le zinc ordinaire l'est aussi, mais il devient doux quand on le chauffe au-dessus de 100°.

Les propriétés mécaniques varient, du reste, beaucoup suivant le mode de travail. On réalise le maximum d'allongement, combiné avec une bonne résistance, par un travail à bonne température. Les métaux moulés ont moins de résistance et surtout moins d'allongement.

Le travail à froid peut doubler la résistance, mais détruire entièrement la malléabilité; le métal très écroui sera cassant. Le recuit peut lui rendre plus ou moins de malléabilité, en diminuant plus ou moins sa résistance.

Le même métal aura beaucoup plus de résistance en fils qu'en barres, à cause du travail prolongé qu'il a subi. Les barres de faible échantillon seront supérieures comme qualité aux grosses pièces.

---

## CHAPITRE II

### ACTION DE LA CHALEUR

**263. Essais à chaud.** — La chaleur diminue en général la résistance des métaux. L'étude de ces phénomènes peut être très utile pour certaines applications à la construction des machines.

Les essais de traction à chaud peuvent se réaliser de différentes manières. Le procédé le plus précis consiste à tenir la pièce chauffée dans un bain d'huile ; on peut aller ainsi jusqu'aux températures de 400 degrés. Il faut employer des machines horizontales.

Le dispositif indiqué par M. Charpy consiste (fig. 119) à tenir

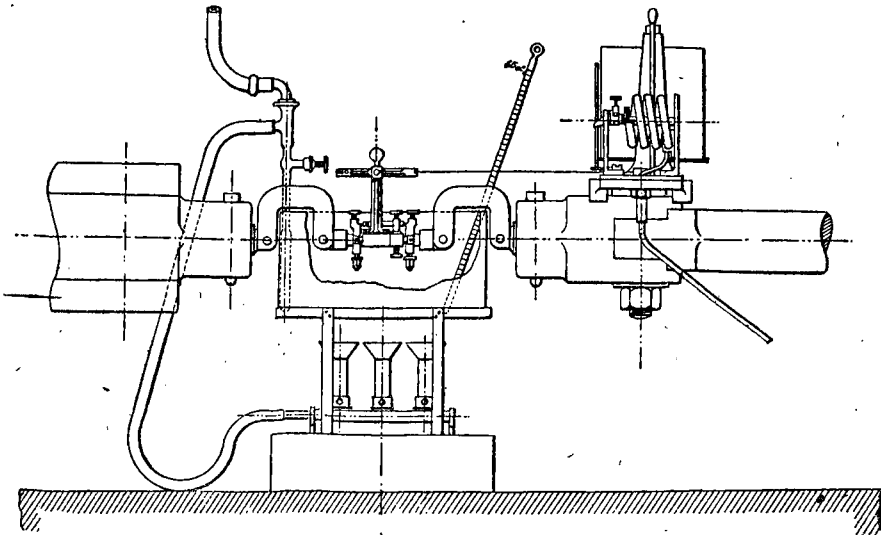


Fig. 119.— Appareil Charpy pour mesure des résistances à chaud, avec enregistreur.

les têtes de l'éprouvette au moyen de deux pièces en U renversé, qui plongent dans le bain d'huile. Ces pièces sont attachées des deux côtés par des goupilles, de manière à pouvoir tourner et à laisser l'éprouvette se placer toujours suivant l'axe de traction ; l'enregistreur des allongements peut être fixé sur l'éprouvette, comme d'ordinaire, et fonctionner dans le bain.

A défaut de cette installation, ou pour les températures trop élevées, on peut faire passer l'éprouvette dans un tube chauffé par un four à gaz, ou encore la chauffer électriquement au moyen d'une spirale enroulée sur un cylindre d'amiante ; la température sera alors moins régulière, on pourra la déterminer approximativement avec un couple thermo-électrique.

Si l'on disposait d'une source d'électricité à bas voltage et à intensité suffisante, on pourrait chauffer l'éprouvette directement en y faisant passer le courant au moyen de balais en contact avec les têtes. Ce procédé pourra s'employer pour l'essai des fils. Le chauffage électrique permettrait aussi de faire des essais à la flexion et au choc de barreaux reposant sur deux appuis.

**264. Essais au choc.** — Avec les procédés de chauffage ordinaires, les essais au choc deviennent plus difficiles à réaliser à chaud ; toutefois, comme dans ce genre d'essai la mise en place de l'éprouvette peut être très rapide, on peut la chauffer préalablement dans un four et considérer comme négligeable le refroidissement qu'elle subit avant l'essai : on pourrait, du reste, en mesurant le temps nécessaire, déterminer par une expérience préalable l'importance de ce refroidissement au moyen d'un couple thermo-électrique.

**265. Résultats des essais. Effet du chauffage.** — Les essais pourront être représentés par des courbes figurant les variations de la charge de rupture, de la limite élastique et de l'allongement en fonction de la température. En général, la charge de rupture va en diminuant quand la température augmente ; pour le cuivre, cette diminution est régulière ; pour la plupart des métaux, elle est d'abord lente, puis il y a une chute rapide de la résistance à partir d'une certaine température ; pour le fer et l'acier, il y a une certaine augmentation de résistance entre 100 et 250 degrés, puis elle décroît très rapidement à partir de 300 degrés.

L'allongement varie, en général, en sens inverse de la résistance ; toutefois, lorsque celle-ci devient très faible, la rupture arrive à se produire presque sans allongement.

Cette quantité passe donc par un maximum, puis s'annule avec la résistance : pour le fer, il y a un minimum relatif

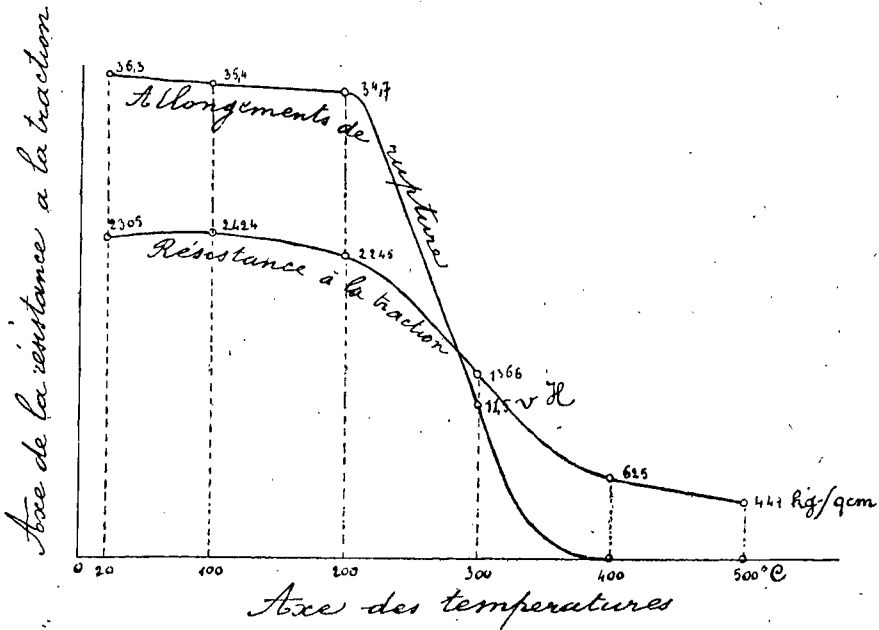


Fig. 120. — Influence des hautes températures sur la résistance des bronzes.

d'allongement dans la période spéciale dont nous venons de parler, et le métal y est assez cassant.

La température que peut supporter un métal est donc limitée, et elle dépasse rarement 300 degrés ; dans la plupart des cas elle est de 200 ou 250. La limite élastique qui, comme nous l'avons vu, est la véritable indication de l'effort maximum acceptable, va presque toujours en diminuant pour les métaux purs.

Pour les alliages et les métaux complexes, les phénomènes sont plus variés ; certaines substances, fusibles à basse température, augmentent beaucoup la sensibilité du métal : ainsi, de petites quantités de bismuth dans le cuivre le rendent rapidement fragile à chaud.

Parmi les alliages industriels, les bronzes ordinaires perdent

leur résistance au-dessus de 200 degrés; les bronzes phosphoreux, et surtout les bronzes manganésés, peuvent la conserver jusqu'à 250. Les laitons ont également une diminution de résistance assez rapide, mais le laiton-aluminium la conserve plus longtemps. Les alliages laminés ou étirés sont souvent moins sensibles à l'action de la température que les alliages fondus. Les laitons riches en zinc, comme le métal Delta, qui ne peuvent se travailler qu'à chaud, conservent leur résistance plus longtemps et présentent cette particularité que la limite élastique augmente jusque vers 200 degrés.

Dans les essais au choc, les bronzes deviennent rapidement fragiles; les laitons résistent un peu mieux. Les bronzes d'aluminium et les maillechorts sont les alliages qui conservent le mieux leur raideur, sans devenir trop fragiles, jusque vers 300 degrés.

Les aciers ordinaires ne deviennent pas fragiles à chaud, mais leur raideur diminue assez rapidement et, à ce point de vue, ils sont plus déformables que les bronzes d'aluminium au-dessus de 200 degrés; les aciers au nickel résistent bien mieux et conservent à 300 degrés presque la même raideur qu'à froid, sans devenir notablement fragiles.

**266. Travail des métaux.** — Les variations des propriétés mécaniques déterminent les températures auxquelles on travaille le plus facilement les métaux. Il faudra rechercher les conditions qui diminuent la résistance, sans trop diminuer l'allongement, afin que le métal se déforme sous un effort modéré, mais ne soit pas trop sujet à se briser. Ainsi le fer est dangereux à travailler entre 200 et 400°. Le zinc, au contraire, cassant à froid et à chaud, prend entre 80 et 150° une malléabilité remarquable, qui se traduit par une faculté d'allongement presque indéfinie. On doit aussi augmenter la température du travail lorsqu'il s'agit de forger de plus gros échantillons.

La température convenant au travail est, en outre, déterminée par d'autres considérations que nous allons indiquer.

**267. Effets du recuit.** — L'action de la chaleur n'est pas uniquement temporaire; un métal qui a été chauffé ne revient pas toujours après refroidissement à son premier état. Le chauffage peut donc être employé aussi pour modifier d'une manière



permanente la structure d'un métal travaillé: c'est ce que l'on appelle le recuit. En portant le métal à une certaine température, où ses molécules deviennent suffisamment mobiles, et en l'y laissant un temps suffisant, il prend une certaine structure qui ne dépend que de la température atteinte, et qui se conserve si le refroidissement se fait dans des conditions convenables. En général, le recuit bien pratiqué a pour effet d'adoucir le métal; il détruit, comme nous l'avons vu, les effets de l'écroutissage: cela tient sans doute à ce que les grains du métal, qui avaient été brisés ou déformés par le travail, peuvent s'agglomérer à nouveau et prendre la structure régulière la plus propice à la plasticité. En général, pour détruire les effets de l'écroutissage et obtenir un métal bien doux, il existe une certaine température qu'il faut atteindre et que l'on peut appeler la température de recuit complet. Il n'y a pas intérêt à la dépasser et, si on la dépasse notablement, on est exposé à brûler le métal; on atteint alors des températures où les molécules deviennent trop mobiles et où le métal cristallise en agglomérations grossières, ce qui, en général, le rend très cassant.

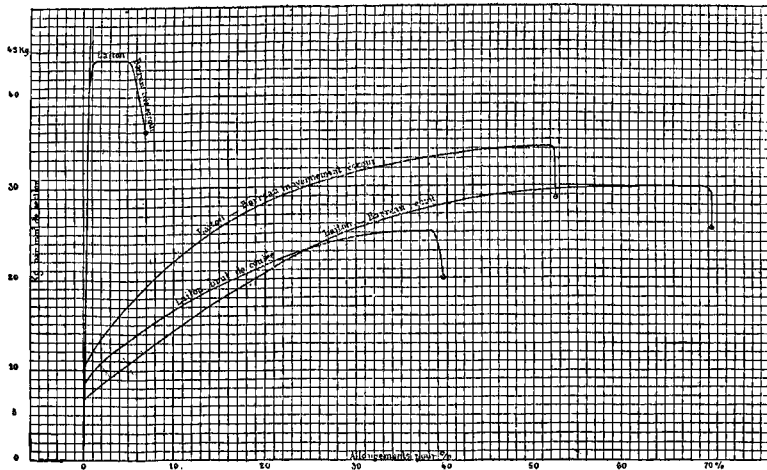


Fig. 121. — Diagramme d'essais de laiton plus ou moins éroui.

Il peut y avoir, au contraire, intérêt à rester en dessous de la température du recuit complet; en effet, à mesure que l'on s'approche de cette température, le métal prend plus de douceur, mais aussi moins de résistance. Lors donc qu'on veut con-

server une certaine dureté, on peut préférer un recuit incomplet à température relativement basse.

Le recuit incomplet, sans détruire tout à fait les effets de l'érouissage, peut néanmoins les atténuer; il peut aussi détruire les tensions anormales qui se développent entre les différentes parties d'une masse de métal toutes les fois qu'il y a un refroidissement brusque ou irrégulier.

Le recuit est employé en pratique dans deux circonstances différentes. Tantôt on l'intercale au milieu du travail, toutes les fois que celui-ci se fait à froid et doit être un peu prolongé; il est nécessaire alors d'alterner les périodes de travail avec des recuits pour éviter la rupture par suite de l'érouissage. Tantôt on emploie le recuit à la fin du travail pour améliorer la qualité d'une pièce finie; cette dernière pratique tend à se généraliser et peut certainement rendre des services dans bien des circonstances où son emploi n'est pas encore courant. On peut dire, en effet, que l'état du métal n'est bien défini que lorsqu'il a subi un dernier recuit à température convenable. Sans cette opération, la structure dépendra toujours plus ou moins des circonstances antérieures du travail; elle sera rarement régulière, et le métal n'aura jamais le maximum de qualité dont il est susceptible. Ainsi les éprouvettes de traction donneront presque toujours de meilleurs résultats quand elles auront été bien recuites, et ces résultats seront alors plus constants pour un métal déterminé. C'est là une question qui est trop souvent négligée dans les ateliers où l'on travaille les métaux, et la détermination des températures de recuit est une de celles qui peuvent rendre le plus de services à l'industrie.

Dans tous les cas, la conduite de l'opération est toujours à peu près la même. Le chauffage doit se faire lentement, de manière que la température s'équilibre bien dans les différentes parties de la pièce; puis la température maxima doit être maintenue un certain temps: en général, ce temps doit être d'autant plus long que la température est plus faible. Un recuit prolongé à température basse peut détruire les effets de l'érouissage, aussi bien qu'un recuit rapide à température élevée; néanmoins, s'il s'agit d'obtenir la meilleure structure, comme dans le recuit final, il faut toujours réaliser la température de recuit complet.

Pendant cette période de chauffage, il importe de soustraire le métal aux causes d'oxydation et parfois même à l'action des

flammes, lorsque le métal est susceptible de se combiner avec le carbone ou avec le soufre; c'est pourquoi, dans certains cas, le recuit devra se faire en caisse fermée ou bien en entourant la pièce avec du sable; toutefois, le plus souvent, il peut se faire dans un four à réverbère bien construit.

Il importe aussi de ne pas exagérer le chauffage, car, au-dessus d'une certaine température, le métal se détériore et perd ses qualités mécaniques. On dit alors qu'il est brûlé.

Le mode de refroidissement a une grande importance, surtout lorsqu'il s'agit du recuit final; il doit être régulier et, en général, assez lent. On peut obtenir ces conditions en entourant la pièce de sable ou de poussier de charbon; le plus souvent, on la laisse refroidir dans le four, portes fermées, puis, lorsque la température est descendue à un certain degré, on peut ouvrir les portes pour activer la fin du refroidissement.

Dans certains cas, lorsque l'on veut conserver exactement au métal la structure qu'il a prise à la température du recuit, il faut réaliser un refroidissement à la fois uniforme et brusque, en le trempant dans l'eau ou dans un autre liquide froid. Nous reviendrons plus loin sur les effets particuliers de la trempe.

La présence de corps étrangers dans les métaux augmente en général leur sensibilité à la chaleur et à l'érouissage; la plupart des métaux, lorsqu'ils sont absolument purs, s'érouissent peu et peuvent se travailler à froid; ils ne se brûlent qu'à une température très voisine de leur point de fusion. Au contraire, les métaux complexes et les alliages sont beaucoup plus sensibles; il arrive souvent qu'ils ne peuvent se travailler qu'entre certaines limites de température. La température de recuit qui leur convient est aussi beaucoup plus étroitement limitée; cela tient, sans doute, à ce que les grains du métal sont alors enveloppés dans un ciment d'alliages ou de combinaisons chimiques relativement plus fusibles; ce milieu, qui se ramollit par la chaleur, facilite la mobilité des grains, et, aussitôt que le ciment se ramollit trop, cette mobilité s'exagère et le métal se brûle.

**268. Effets de la trempe.** — La trempe consiste à plonger dans l'eau froide ou dans un autre liquide un métal préalablement porté à une haute température; ses effets peuvent être de plusieurs natures.

1° Le refroidissement brusque modifiera les conditions de con-

traction du métal; la couche extérieure se refroidira plus vite et restera distendue par la résistance du centre, qui ne sera pas contracté au même degré. Celui-ci, en se refroidissant à son tour, ne pourra pas prendre son retrait; les molécules resteront comme écartées, et la densité finale du métal trempé sera généralement inférieure à celle du métal refroidi lentement. D'autre part, il existera entre les différentes couches des tensions anormales: ce dernier effet place le métal dans un état d'équilibre un peu instable et peut le rendre cassant; il pourra être détruit, ou tout au moins atténué, par un recuit à basse température. Ces effets sont d'autant plus sensibles que les dimensions de la pièce sont plus considérables et que le métal est moins conducteur de la chaleur.

Les tensions anormales se développent surtout lorsque les pièces ont des dimensions irrégulières, qui présentent des parties relativement minces à côté d'autres plus épaisses; il peut alors se produire des ruptures spontanées.

2° La trempe modifie la structure intérieure du métal. Nous avons vu que celle-ci se compose de grains de dimensions et de formes variables qui, à une température assez élevée, deviennent mobiles et peuvent s'agglomérer de manière à former de nouveaux groupements. Ces modifications se continuent pendant le refroidissement lent: la trempe a pour effet de les entraver et de maintenir la structure à peu près telle qu'elle était à haute température. Le plus souvent, aussi, elle donne aux métaux un grain plus fin et plus régulier; cet effet est en général plutôt favorable, il peut augmenter la résistance et quelquefois aussi la plasticité du métal, mais il est toujours peu sensible et disparaît presque entièrement devant ceux dont nous allons parler.

3° Lorsque le métal comporte des changements d'état allotropique, ces modifications se produisent avec une certaine lenteur pendant le refroidissement, et elles peuvent être, dans une certaine mesure, empêchées par la trempe. Celle-ci maintient donc le métal à un état moléculaire plus ou moins différent de celui qu'il aurait normalement à la température ordinaire; cet effet peut modifier beaucoup ses propriétés.

4° Pour les métaux complexes et les alliages, il peut se produire aussi, à certaines températures, des transformations chimiques, des combinaisons nouvelles des éléments en présence; la

trempe pourra empêcher ou diminuer ces transformations ; cet effet se superposera au précédent.

Les derniers modes d'influence de la trempe sont surtout sensibles pour le fer, dont les transformations allotropiques sont très prononcées, et pour l'acier, où elles se compliquent de modifications chimiques ; l'action durcissante de la trempe sur ces deux métaux n'est donc pas due à des lois physiques générales, mais à des propriétés spéciales ; il n'y a aucune raison pour qu'elle soit la même sur d'autres métaux. En effet, en dehors de ces cas particuliers, que nous étudierons en détail dans un autre volume, l'action de la trempe est peu nette et mal connue ; pour le cuivre et ses alliages, elle est plutôt adoucissante.

**269. Trempe en coquille.** — Il y a un mode particulier de la trempe qui se produit lorsqu'un métal fondu est coulé dans un moule à parois froides et conductrices de la chaleur. La solidification rapide a alors pour effet de donner aux couches superficielles un grain plus fin et plus serré et, en général, de les durcir ; cet effet se produit sur tous les métaux, mais il est surtout sensible pour la fonte de fer, qui subit en même temps des transformations moléculaires et chimiques.

Lorsque l'on veut provoquer ce genre de trempe superficielle, on coule la fonte dans des moules métalliques à parois épaisses, qui absorbent rapidement la chaleur du métal en fusion ; les moules peuvent être en fonte ou en bronze. Pour les métaux fusibles à température modérée, la trempe est d'autant moins profonde que les parois du moule sont moins épaisses ; on peut aussi la modérer en chauffant légèrement le moule ; elle se produit encore avec moins d'intensité quand on coule dans du sable froid et un peu humide. Lorsque l'on veut l'empêcher, il faut couler dans des moules en sable bien desséchés et même recuits.

**270. Changements allotropiques.** — Les variations des propriétés des métaux avec les températures ne sont pas toujours continues. On a remarqué qu'il y a parfois certaines températures critiques où le métal est particulièrement cassant et difficile à travailler : c'est ce qui se présente, notamment, pour l'acier à 3 ou 400 degrés. Cette particularité se rattache, sans doute, aux changements d'état allotropique que l'on peut constater par l'étude des propriétés physiques.

On sait que certains corps, après avoir été chauffés un certain temps à des températures déterminées, peuvent prendre des états nouveaux, où leurs propriétés physiques ne sont plus les mêmes, et où ils ne présentent pas toujours la même résistance à certains agents chimiques ; tel est le cas du soufre et du phosphore. Le phosphore est susceptible de deux états : le phosphore blanc et le phosphore rouge ou amorphe, qui s'obtient après chauffage à 270°.

Le soufre est susceptible de trois états.

Les changements allotropiques des métaux sont moins connus, et il n'y a que peu de temps qu'ils ont fait l'objet d'études approfondies, surtout pour l'acier. C'est le seul métal pour lequel les effets des changements allotropiques soient bien nets, et encore se compliquent-ils de modifications chimiques, ce qui rend très difficile la distinction de ces deux effets superposés ; néanmoins, la réalité des changements allotropiques peut être constatée par différents procédés d'étude, qui permettent aussi de déterminer à peu près la température où ils se produisent.

1° Toutes les constantes physiques qui définissent un corps, comme le coefficient de dilatation ou la chaleur spécifique, varient avec la température ; si l'on dresse la courbe qui représente ces variations, on voit qu'elle se compose, en général, de plusieurs portions de droites, ou tout au moins d'arcs à faible courbure formant une ligne brisée ; c'est-à-dire qu'entre certaines limites de température ces coefficients sont à peu près constants et n'ont que des variations faibles et régulières, tandis qu'à certains moments ils prennent, tout d'un coup, des valeurs notablement différentes, qu'ils conservent pendant une certaine période. Les limites de ces périodes ne sont pas parfaitement déterminées, sans doute parce que le changement n'est pas tout à fait brusque et que la transformation complète met un certain temps à se produire ; il en résulte que la température à laquelle on constate nettement cette transformation peut varier suivant la rapidité du chauffage. On trouvera des courbes différentes suivant qu'on opère par chauffage ou par refroidissement ; dans ce dernier cas, le même état allotropique se conservera jusqu'à une température un peu plus basse.

Les dilatations aux températures élevées sont assez difficiles à mesurer par les procédés ordinaires. M. Le Chatelier a fait des mesures de ce genre en photographiant un barreau chauffé dans

un moufle. Il emploie deux objectifs fixés à distance constante et mesure sur les deux clichés obtenus le déplacement des bords du barreau.

M. Charpy emploie une méthode qui permet des observations plus continues. C'est un procédé différentiel qui met en évidence les différences de dilatation entre le métal à étudier et un métal de dilatation régulière, comme le platine. Un miroir, constitué par une plaque de silice et appuyé sur les deux barreaux, bascule quand leur allongement est inégal ; il réfléchit un faisceau lumineux qui va former une image sur une règle graduée : le déplacement permet de mesurer l'angle décrit.

Pour les métaux magnétiques (fer, nickel, cobalt), les changements allotropiques ont une importance et une intensité toute spéciale. Ils se traduisent par une disparition presque complète du magnétisme à une température déterminée.

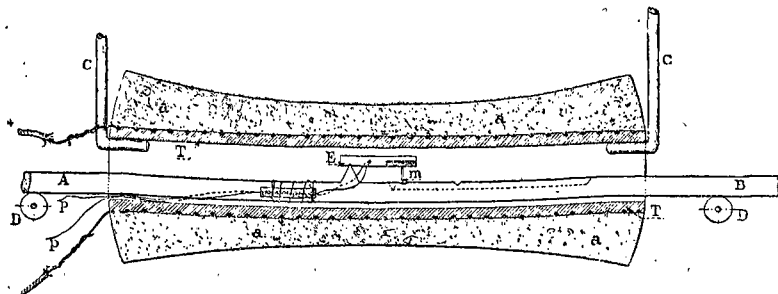


Fig. 122. — Mesure des dilatations aux températures élevées.

TT, tube en terre réfractaire sur lequel est enroulé un fil de platine chauffé par le courant électrique ; aa, enveloppe isolante d'amiante ; CC, crochets de suspension du four ; AB, support en porcelaine ; DD, galets supportant le four en porcelaine ; E, échantillon d'acier ; m, miroir en silice ; pp, fils du pyromètre.

2° En provoquant le refroidissement brusque par une trempe très énergique dans des mélanges réfrigérants, on peut, jusqu'à un certain point, conserver au métal l'état allotropique qu'il avait à chaud, et constater par l'étude micrographique la structure qui lui correspond. Ce genre d'observations, dont M. Osmond a tiré des résultats remarquables pour l'étude des aciers, ne s'applique guère aux autres métaux.

3° Les changements d'état allotropiques peuvent correspondre à un dégagement ou à une absorption de chaleur ; l'effet en

est visible dans certains aciers qui, lorsqu'on les laisse refroidir, deviennent tout d'un coup plus brillants au moment où ils traversent une température comprise entre 600 et 700 degrés : ce phénomène, qu'on a appelé la recalescence, correspond à un brusqué dégagement de chaleur et probablement à un changement allotropique. Il est rare que ces phénomènes puissent s'observer aussi facilement, mais, dans tous les cas, on peut les constater, comme l'a montré M. Osmond, en dressant la courbe de refroidissement. Si on laisse refroidir un bloc de métal dans lequel on a placé l'extrémité d'un pyromètre de Le Chatelier, les dégagements spontanés de chaleur se traduiront par un arrêt momentané du refroidissement.

**271. Courbes de refroidissement.** — On peut tracer les courbes de refroidissement, sans installation spéciale, en suivant le déplacement de l'image et en notant chaque fois, avec l'aide d'un compteur à secondes, le temps nécessaire pour le passage d'une division à la suivante. On dresse ainsi une courbe dont les abscisses indiquent les températures, et les ordonnées la

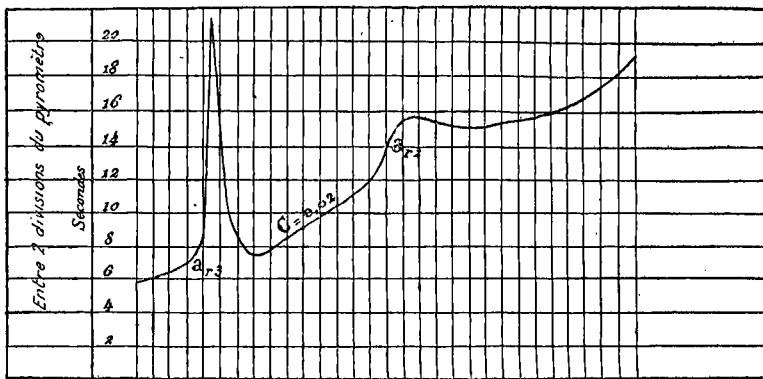


Fig. 123. — Courbe des vitesses de refroidissement d'un acier doux.

vitesse moyenne de refroidissement, à chaque instant ; cette courbe se relève, lorsqu'il y a dégagement de chaleur, à une température déterminée. On peut aussi les enregistrer photographiquement en recevant le faisceau lumineux dans une chambre noire, sur une pellicule qui se déplace verticalement ; on obtient alors une courbe inclinée (fig. 124), donnant les tempé-



ratures en fonction du temps, qui présente des paliers ou des sinuosités aux points singuliers.

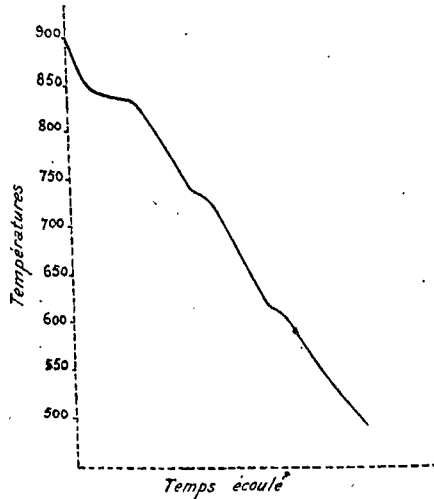


Fig. 124. — Courbe des températures d'un acier à trois points d'arrêts.

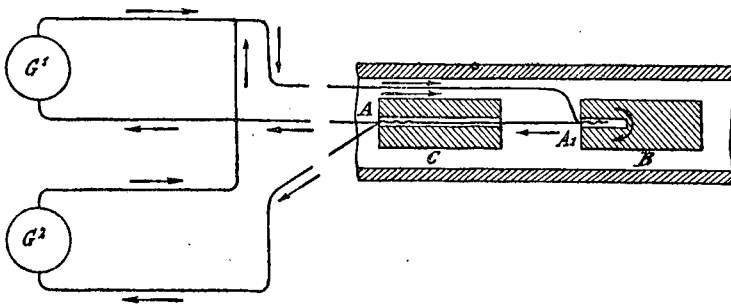


Fig. 125. — Pyromètre différentiel.

Pour les observations délicates, on rend les irrégularités beaucoup plus visibles par la méthode différentielle de M. Austen.

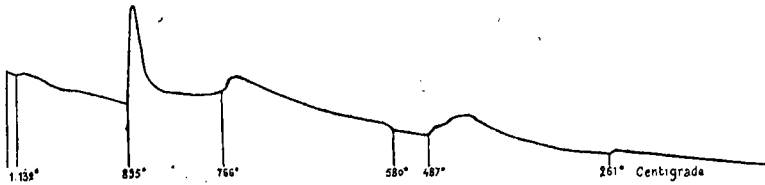


Fig. 126. — Courbe de refroidissement du fer électrolytique au pyromètre différentiel.

Comme le montre la figure 125, on emploie deux couples électriques, l'un plongé dans le métal que l'on veut étudier, l'autre dans le cylindre à refroidissement régulier de platine et de cuivre. Le circuit est disposé de manière qu'un premier galvanomètre soit actionné seulement par le premier couple, et qu'un second galvanomètre soit actionné en sens contraire par les deux couples.

Le premier indique la température du métal, le second indique la différence de température entre les deux métaux; cette différence se relèvera brusquement aux points singuliers, et on pourra connaître exactement la température à laquelle ce phénomène s'est produit.

**272. Interprétation des expériences.** — Les différents points singuliers repérés sur les courbes correspondent, soit à des changements allotropiques, soit à des changements chimiques; lorsque l'on a affaire à des métaux complexes, comme l'acier, on peut parfois distinguer les effets chimiques en comparant les courbes de refroidissement de métaux dont la composition est connue. Les points singuliers correspondant à des modifications chimiques tendent à s'effacer lorsque la proportion des corps étrangers qui y donnaient lieu diminue. Ceux qui correspondent aux changements allotropiques subsisteront seuls, quand on observera le métal presque pur; toutefois, même pour les changements allotropiques, l'effet est presque toujours plus marqué dans les métaux complexes; cela tient sans doute à ce que, comme nous l'avons déjà dit, la présence des corps étrangers facilite la cristallisation et la mobilité des molécules.

L'étude des points singuliers pourra être intéressante au point de vue de la détermination des températures où il vaut mieux travailler le métal, et aussi de l'effet que le mode de travail de chauffage, ou de refroidissement, peut exercer sur ses propriétés finales.

Les modifications ne se produisent pas brusquement, elles exigent un certain temps; elles peuvent être contrariées ou altérées par un refroidissement brusque ou même par un travail mécanique produisant des vibrations; qui influent sur la cristallisation et sur le groupement des molécules. Toutes ces circonstances peuvent donc modifier l'état final, d'une manière qui

est en relation avec les lois des changements allotropiques.

Cette étude n'a guère été faite jusqu'à présent que pour l'acier, dont les changements allotropiques sont en relation avec les effets particuliers de la trempe ; cependant, la plupart des métaux usuels pourraient aussi avoir des changements allotropiques, bien que moins prononcés. Mais les conséquences pratiques que l'on peut en tirer sont mal connues ; il faut dire du reste que, pour l'acier lui-même, ces études, comme nous le verrons plus tard, ont un intérêt plutôt scientifique qu'industriel : elles ont servi plutôt à donner des explications théoriques d'effets déjà connus qu'à découvrir des effets nouveaux. Néanmoins, il est toujours intéressant de développer de nouveaux modes d'observation, lors même que l'utilité pratique n'en apparaît pas immédiatement ; elle peut se manifester un jour, c'est pourquoi nous avons cru devoir donner quelques indications sur ce genre d'études, encore à peu près inconnues dans la plupart des usines (sauf dans certaines forges où l'on travaille des aciers spéciaux), mais qui pourront rendre des services entre les mains d'ingénieurs qui auraient l'occasion de les poursuivre en les combinant avec des observations pratiques.

---

## CHAPITRE III

### MÉTALLOGRAPHIE

---

**273. Etudes micrographiques.** — L'étude des métaux au microscope s'est beaucoup développée depuis une dizaine d'années ; elle a permis d'obtenir des données plus nettes et mieux définies sur leur structure interne ; pour cela il a fallu créer des méthodes d'observation nouvelles, qui ont été dues surtout à l'initiative de M. Osmond et perfectionnées par M. Le Chatelier.

Il est nécessaire d'employer d'assez forts grossissements, et, dans ces conditions, le microscope ne peut être mis au point que sur des surfaces bien planes.

Dans la plupart des études micrographiques ordinaires, ces surfaces peuvent être éclairées par transparence ; il n'en est pas ainsi pour les métaux, on ne peut les éclairer que par réflexion.

**274. Eclairage des échantillons.** — Quand on ne dépasse pas un grossissement de 80 à 100 diamètres, on peut concentrer la lumière sur la plaque au moyen de réflecteurs métalliques entourant l'objectif : on regarde alors l'échantillon éclairé obliquement ; mais lorsqu'on veut employer des grossissements de 300 et même de 800 diamètres, nécessaires pour montrer certains détails, l'objectif est trop rapproché de la plaque, on ne peut plus l'éclairer qu'en lumière verticale au moyen d'un faisceau de rayons traversant le tube même du microscope.

On a imaginé pour cela plusieurs systèmes d'éclaireur. Presque toujours on place un réflecteur un peu au-dessus de l'objectif ; on peut employer une glace mince, que l'on tourne à peu près à 45 degrés d'inclinaison, et qui renvoie sur la plaque une partie des rayons d'une lampe placée devant l'appareil en per-

mettant à l'observateur de voir au travers. Ce système a l'inconvénient d'absorber, au retour, une partie des rayons lumineux ;

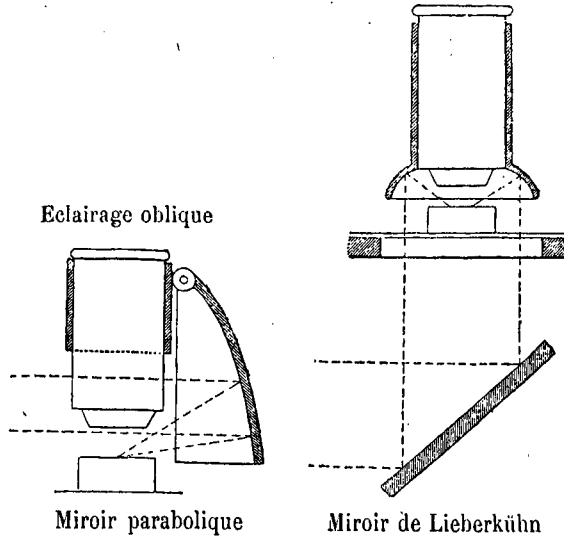
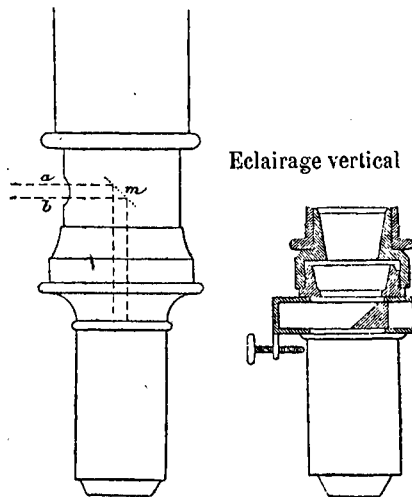


Fig. 127. — Eclairage des échantillons.

on peut aussi employer un prisme à réflexion totale qui ne coupe qu'une partie de la largeur du tube : on a alors un éclairage



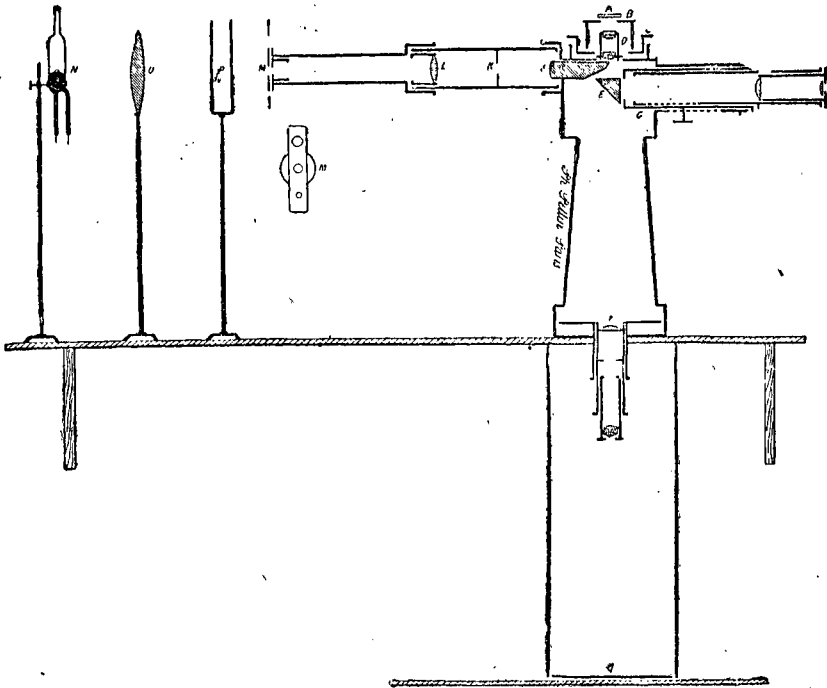
Miroir de Beck      Prisme de Martens  
 (Le miroir transparent *m* reçoit la lumière par le trou *ab* et la renvoi sur l'objectif).

Fig. 128. — Eclairage des échantillons.

plus net, mais qui ne porte que sur une fraction du champ. Avec ces divers systèmes, on peut photographier en supprimant l'oculaire du microscope et en emboîtant le tube sur une chambre noire.

L'éclaireur de Cornu se place au-dessous de l'oculaire ; il se compose d'une pile de glaces transparentes, placée à 45 degrés ; la surface réfléchissant la lumière est alors assez étendue et placée dans le plan focal de l'objectif, de manière que l'on obtienne le bon éclairage à peu près avec tous les grossissements. Il est commode pour l'observation, mais ne peut servir pour la photographie.

**275. Microscope de Le Chatelier.** — Dans cet appareil, l'échantillon, placé sur une tablette échancree, est regardé par en dessous ; un tube coudé, muni d'un prisme, projette sur



N, source lumineuse ; O, lentille ;  $f$ , cuves absorbantes ; Q, plaques photographiques ; A, échantillon ; D, objectif ; E, prisme renvoyant les rayons réfléchis dans le tube C.

Fig. 129. — Disposition d'ensemble du microscope Le Chatelier.

la surface la lumière d'une lampe ; le tube du microscope est lui-même coudé, et, derrière l'objectif, se trouve un prisme qui ramène les rayons réfléchis dans la direction horizontale et les renvoie vers l'oculaire.

Lorsque l'on veut photographier, on laisse les rayons se réfléchir verticalement par un tube se raccordant à une chambre noire formant le pied de l'appareil : il suffit d'enlever le prisme pour que l'image vienne se former sur le châssis, au fond de cette chambre.

Avec ce dispositif, on ne peut pas voir l'image projetée dans la chambre de photographie. On est obligé de déterminer, par tâtonnements, la hauteur qui correspond à la mise au point. On a construit des appareils où cet inconvénient est corrigé par l'emploi d'un troisième prisme à réflexion totale, qui peut renvoyer les rayons horizontalement dans une direction à angle droit de celle du tube à microscope. Le tube de la chambre noire est alors horizontal, et on peut mettre au point comme d'ordinaire.

**276. Eclairage pour la photographie.** — La photographie des plaques de métaux exige un éclairage intensif, sans quoi le temps de pose devient très long. On peut employer, à la rigueur, des lampes à incandescence ; on emploie aussi la lumière oxyhydrique. Le système le plus commode est peut-être la lampe électrique à arc jaillissant sur le mercure ; dans le modèle représenté fig. 129, et construit d'après les indications de M. Le Chatelier, les deux électrodes aboutissent dans des bains de mercure, à la base d'une ampoule où l'on a fait le vide et dont le volume est assez considérable. Une seconde ampoule intérieure contient de l'eau, qui se vaporise et va se condenser dans un serpentin pour retomber ensuite. On modère ainsi l'échauffement de la lampe. Il y a avantage à avoir une lumière à peu près monochromatique, et on peut interposer sur le trajet des rayons une cuve contenant une dissolution acide de sulfate de quinine. On isole ainsi les rayons bleus de la lumière que l'arc à mercure contient en forte proportion.

**277. Préparation des échantillons.** — Les échantillons que l'on veut étudier doivent être préalablement bien dressés et polis, au moins sur une face ; ils doivent être calés sur le platine

du microscope de manière que cette face soit bien perpendiculaire à l'axe. Le dispositif de Le Chatelier évite toute difficulté à ce point de vue, lors même que les échantillons n'ont pas une forme régulière, puisque la face que l'on observe repose sur la tablette échancrée.

Lorsque le polissage a été parfait, on ne voit en général, au microscope, qu'une surface unie ; elle est plus ou moins rayée par des stries rectilignes lorsque le polissage est grossier : pour faire paraître la structure du métal, il faut dépolir très légèrement la surface par des procédés physiques ou chimiques, dont nous parlerons tout à l'heure : on voit paraître alors des creux et des reliefs très peu accentués.

**278. Aspect des plaques dépolies.** — Avec l'éclairage vertical, toutes les parties restées planes paraissent lumineuses, toutes les faces obliques correspondant à des creux ou à des reliefs se traduisent par des ombres plus ou moins foncées ; avec l'éclairage oblique, ce sont, au contraire, les faces inclinées dans un sens déterminé qui sont éclairées, et tout le reste est sombre. Sauf quelques cas exceptionnels, tous les constituants métalliques paraissent blancs et brillants, et on ne peut guère les distinguer par leur couleur, car on n'observe que leur forme.

On peut éprouver une certaine difficulté, au premier abord, à distinguer les creux des reliefs en éclairage vertical, toutes les faces inclinées se traduisant par une bande noire. On peut lever cette difficulté de deux manières : en s'aidant d'une source lumineuse mobile qui éclaire les faces obliquement, et déplaçant successivement cette source des deux côtés des échantillons, on verra quelles sont les faces qui s'éclairent et on jugera par là de leur direction. Il faut tenir compte de ce que les images sont renversées ; si donc on a affaire à une saillie qui se traduit par une bande lumineuse entourée de deux bandes noires, celle des deux bandes qui s'éclairera paraîtra être du côté opposé à celui où l'on place la source lumineuse : ce sera l'inverse si l'on a affaire à un creux. On peut encore modifier la mise au point au moyen d'une vis lente dont est muni, en général, le microscope : suivant que l'on baisse ou que l'on relève l'objectif, on se mettra au point sur un plan situé un peu au-dessous ou un peu au-dessus de la surface de la plaque. En partant de la



position normale, où l'ensemble de l'image paraît nette, on verra celle-ci s'affaïsser et devenir nuageuse, mais certains détails isolés apparaîtront au contraire plus nets ; les points qui deviendront ainsi plus visibles représenteront des sommets ou des parties plus profondes, suivant que l'on aura relevé ou descendu l'objectif.

Les métaux présentent, presque toujours, des piqûres qui se traduisent par de légers creux, formant de petites taches noires disséminées sur toute la surface de l'image ; on pourrait les confondre avec des parcelles noires enchâssées dans le métal, comme se présente parfois le silicium dans l'aluminium, le graphite ou le sulfure dans l'acier ; on distinguera ces creux en éclairage vertical, parce qu'ils présentent en général, au centre, une petite partie lumineuse due à la réflexion sur le fond horizontal ; cette tache lumineuse est plus ou moins floue quand on est au point sur la surface extérieure, et devient plus vive et plus nette quand on se met au point le plus bas.

Il faut faire encore attention à distinguer les stries de polissage lorsqu'on n'a pas obtenu un poli parfait, ce qui exige beaucoup de soin et de patience ; mais la distinction se fait assez facilement, car ces stries sont à peu près rectilignes, très nettes et coupant indifféremment tous les autres contours de l'image.

**279. Polissage en bas-relief.** — Pour faire apparaître la structure, on peut employer deux catégories de procédés : le polissage en bas-relief imaginé par M. Osmond, ou bien les attaques chimiques. Le polissage en bas-relief est une sorte de polissage doux, qui donne à la surface un aspect plutôt mat que brillant ; lorsque l'on veut polir vif, on emploie ordinairement, dans l'industrie, des poudres délayées dans l'huile ou dans l'eau : on obtient aussi un polissage brillant à sec avec des poudres suffisamment fines et dures. Lorsque l'on emploie des poudres un peu moins dures, ou bien lorsqu'on appuie plus légèrement, on peut obtenir une action modérée, qui ne creuse que les parties les moins résistantes, mais qui fait paraître les grains du métal. On peut employer différentes poudres présentant une dureté graduée que l'on choisira suivant la nature du métal à étudier.

Toutes ces poudres doivent être léviguées avec soin pour être

amenées au maximum de finesse nécessaire pour le polissage final ; on peut commencer l'opération sur le tour, et on la finira, en général, à la main, en frottant sur une peau de chamois ou sur un parchemin légèrement tendu. Les poudres fines doivent être conservées à part, avec grand soin, pour éviter qu'il ne s'y mêle des grains plus gros, qui produiraient des stries ; il faut éviter aussi que les différentes poudres puissent se mélanger sur la peau. Une propreté minutieuse est nécessaire si l'on veut réussir cette opération (1).

**280. Corrosions chimiques.** — Lorsque l'on veut faire ensuite une attaque chimique, il est important, pour qu'elle soit régulière, de bien dégraisser les surfaces. On les lavera à la benzine et à l'alcool, puis, si la nature du métal le permet, dans une lessive de potasse chaude ; enfin, on enlèvera la potasse par un lessivage à l'eau. Si le dégraissage est bien fait, l'eau doit s'étaler régulièrement sur toutes les surfaces sans y laisser de place non mouillée.

Les attaques chimiques se font en humectant la surface avec un réactif généralement très faible, dont on ne prolonge l'action que peu de temps ; on peut employer les acides étendus, notamment l'acide azotique ou l'acide chlorhydrique. L'acide picrique donne de bons résultats pour l'étude des aciers : dans certains cas, comme pour les composés de l'aluminium, on peut employer la soude.

La vapeur d'iode, la vapeur de chlore dégagées de l'eau régale donnent souvent de belles images. Pour le fer, on peut employer le sulfate de cuivre et, en général, tous les réactifs salins capables d'agir sur le métal que l'on veut étudier. Dans chaque cas particulier, il faudra essayer différents réactifs afin de déterminer celui qui donne les images les plus nettes.

On peut obtenir une attaque très lente, et qu'il est facile de graduer, en plaçant l'échantillon dans de l'eau légèrement acidulée et faisant passer le courant d'un élément de pile, où l'échantillon étant mis en relation avec le pôle positif est placé en face d'une plaque métallique reliée avec le pôle négatif. On peut modérer le courant en faisant varier la distance et en

(1) Voir le « Bulletin » de la Société d'Encouragement, septembre 1900 (Le Chatelier, *Technique de la Métallographie*).

retirant de temps en temps l'échantillon pour l'examiner. Les attaques doivent être très légères pour donner des images nettes ; à mesure que l'attaque augmente, toutes les parties se creusent et les contours généraux peuvent s'effacer : toutefois, lorsqu'on étudie des cas nouveaux, il sera intéressant pour l'interprétation de pousser l'attaque jusqu'à différents degrés. En effet, lorsque les parties qui sont restées lisses, sous une attaque très faible, et que l'on est tenté de considérer comme ayant une constitution différente de celles qui se sont corrodées, peuvent se dépolir à leur tour, si l'on pousse l'attaque plus loin, on pourrait souvent attribuer à une différence de composition chimique la variation dans les facilités de l'attaque, qui ne sont dues, au fond, qu'à des causes purement physiques et fortuites.

Au lieu de chercher à modérer l'attaque, on peut revenir sur une attaque profonde en repolissant l'échantillon ; on met alors bien en évidence la partie restée en relief qui, seule, redevient lisse par un nouveau polissage. On peut obtenir ainsi une série d'images correspondant à un creusement plus au moins profond.

**281. Coulée sur plaques.** — Pour les métaux fusibles et mous, comme le plomb, l'étain, le polissage a l'inconvénient de les étaler les uns sur les autres et ne donne pas de bons résultats ; on peut les couler sur une surface unie, par exemple sur des plaques de verre ou de carton, ou encore sur des plaques d'acier, quand on veut appliquer ce système à des métaux moins fusibles. Les plaques de mica donnent de très bons résultats.

**282. Signification des images obtenues.** — Quel que soit le moyen employé pour obtenir une surface dépolie, l'effet prédominant, et souvent exclusif qui en résulte, est de mettre en évidence les surfaces de séparation entre les cristaux ou les grains juxtaposés. Il semblerait, d'abord, que les réactifs chimiques doivent laisser brillants et en relief les corps qu'ils n'attaquent pas et ronger les autres (chaque réactif donnant une figure où ressortent les corps inattaqués), et que le polissage en relief doive, au contraire, laisser subsister les parties les plus dures et user les autres. Le premier système séparerait donc les constituants d'après leurs propriétés chimiques, et le second d'après leur dureté ; et, en employant des réactifs variés,

on arriverait à mettre en évidence des constituants assez bien caractérisés par leur dureté et la manière dont ils se comportent vis-à-vis de chacun de ces réactifs : ce cas peut se présenter dans certains alliages contenant des métaux assez différents, mais il est assez rare que ce procédé de diagnostic puisse s'appliquer d'une manière concluante.

Toutes les fois que l'on étudie un métal à peu près pur, et même un alliage dans lequel un des métaux domine, les différences chimiques et physiques entre les constituants deviennent faibles et n'exercent plus une action nette. Lorsqu'une substance est cristallisée, elle ne présente pas les mêmes propriétés sur toutes les faces et dans toutes les directions. Le degré de poli influe aussi sur la résistance à la rayure ou à l'attaque chimique ; il est plus difficile d'entamer une face bien polie qu'une face rugueuse. Lorsque l'on use la face avec des poudres, les grains roulent sur les faces lisses, mais, aussitôt qu'ils rencontrent une petite aspérité ou un creux, comme cela arrivera à la surface de séparation de deux cristaux, ils l'attaquent en exerçant sur lui une sorte de choc. Ce traitement aura donc pour effet de faire ressortir les joints préexistants restés d'abord invisibles.

Les cristaux présentent souvent des faces de clivage suivant lesquelles ils tendent à se diviser naturellement et qui peuvent être visibles à l'œil, sous forme de fines lignes parallèles : si la surface que l'on use est perpendiculaire à ce plan de clivage, les grains rencontreront une série de redents et l'useront rapidement ; si, au contraire, elle leur est à peu près parallèle, les grains pourront glisser sans mordre. Ainsi, des coupes d'un même cristal, suivant leur direction, pourront offrir un aspect très différent après le polissage en relief ; et le fait que certaines parties sont usées, tandis que d'autres sont restées lisses, ne prouve pas toujours que les premières soient moins dures et appartiennent à une substance différente.

Les réactifs chimiques, lorsqu'ils sont étendus et ont une action lente (condition dans laquelle on est obligé de se placer, sans quoi l'on attaquerait trop rapidement la totalité de la surface) peuvent aussi se comporter d'une manière différente, suivant l'état physique des faces extérieures. Ils tendent à s'infiltrer entre les cristaux et à les creuser ; ils s'infiltreront aussi plus facilement entre les plans de clivage et ne creuseront pas avec la même rapidité les différentes faces d'un cristal ;

leur effet principal sera donc encore de faire ressortir les contours des cristaux et leurs lignes de clivage. Ceci peut être démontré par ce fait que des réactifs très différents donnent souvent les mêmes images : par exemple, en attaquant un alliage de cuivre et d'aluminium, soit par l'acide azotique, qui n'attaque que le premier métal, soit par les alcalis, qui n'attaquent que le second, on obtient sensiblement la même apparence.

A défaut de données précises sur la dureté et les propriétés chimiques des différents constituants, on pourrait encore essayer de les caractériser par leur forme cristalline ; mais, là encore, la méthode ne permet pas de déterminations précises. Un cristal ne peut être bien caractérisé que par les angles de ses faces ; or, on n'observe au microscope que la coupe des cristaux par un plan unique dont l'orientation, par rapport à chacun de ces cristaux, est variable, et inconnue. Les angles du polygone que donne cette coupe dépendront de l'orientation du plan, et ne permettront pas de mesurer les angles vrais caractérisant le cristal, ni même de préjuger la forme de celui-ci. Si l'on a affaire à un cube, par exemple, la coupe pourra donner, suivant le cas, un triangle, un hexagone, un carré, un rectangle ou un parallélogramme plus ou moins allongé ; en un mot, à peu près toutes les formes de polygones possibles. Tout ce que l'on peut faire, c'est de distinguer les corps allongés ou aplatis de ceux qui ont des dimensions analogues dans tous les sens ; ces derniers donneront des polygones de forme variée plus ou moins inscriptibles dans des cercles. Les corps plats ou en lames donneront des bandes allongées, ceux qui sont en prisme ou en aiguilles donneront, suivant l'orientation, soit des bandes allongées comme les précédentes, soit, dans le cas où ils soient proches d'être perpendiculaires à la surface, des sections très petites ou même de simples points. Comme les orientations restent généralement constantes sur un certain espace, on aura alors un mélange de l'aspect rayé et de l'aspect pointillé ; les deux plages obtenues, tout en ayant un aspect très différent, pourront appartenir au même corps.

Lorsque l'aspect rayé se présente seul, il sera en général caractéristique d'une substance cristallisant en lames, ou du moins ayant des plans de clivage bien marqués.

**253. Diagnostic des éléments.** — Il ne faut donc pas

demander au microscope de remplacer l'analyse chimique et de caractériser les corps qui peuvent se trouver dans un métal complexe ; on peut, tout au plus, présumer l'existence d'un corps déterminé lorsqu'on reconnaît, dans une préparation, des contours de formes spéciales avec des surfaces offrant aussi un aspect qui tranche sur le reste de l'échantillon ; et c'est par la connaissance de la composition chimique du métal que l'on pourra déterminer de quel corps il s'agit. La seule méthode scientifique pour savoir à quel corps on a affaire en ce cas, c'est d'essayer successivement des échantillons de composition variée ; si la fréquence des formes que l'on a remarquées est en rapport avec la proportion plus ou moins grande de tel ou tel élément ; on pourra en conclure qu'elle représente des corpuscules où cet élément se trouve, soit isolé, soit concentré à l'état de combinaison chimique déterminée.

Le plus souvent, dans la pratique, les corps que l'on arrive à bien distinguer au microscope, comme le graphite dans la fonte, la cémentite dans l'acier, sont des corps que l'on a pu isoler par l'analyse chimique, ou qui, même, sont déjà visibles à l'œil nu. Mais toutes les fois que l'analyse ne peut isoler un constituant, il est très difficile d'affirmer son existence, et les formes qu'on lui attribue peuvent être susceptibles de plusieurs interprétations.

**284. Etude des structures.** — Si le microscope ne peut remplacer l'analyse, il est, au contraire, précieux pour étudier la structure interne, et surtout pour mettre en évidence la façon dont elle se modifie par le travail mécanique ou par l'action de la chaleur. En général, si l'on considère un métal fondu et non travaillé, la structure est presque toujours cristalline, c'est-à-dire que l'on observe des figures limitées par des portions de lignes droites et des contours à angles vifs ; c'est l'indice que les différents grains ont des formes géométriques. On peut distinguer plusieurs types de structure, ou plutôt d'aspects de la surface ; nous les désignerons par des mots empruntés à la nomenclature des roches éruptives, lesquelles représentent, aussi, les produits de magma fondus et cristallisés qui se prêtent à des études et à des déterminations beaucoup plus précises. Les structures peuvent se rattacher à deux catégories :

1° Homogènes, propres aux métaux purs ;

2° Hétérogènes, propres aux alliages.

Elles peuvent être spontanées (métaux fondus) ou artificielles (métaux travaillés).

**285. Structures homogènes.** — Les structures spontanées homogènes comprennent deux types principaux : 1° granitique ou polyédrique ; 2° cristallitique ; la première correspondant à des métaux refroidis lentement ou recuits, la seconde provoquée plutôt par un refroidissement rapide.

**286. Structure granitique.** — La structure granitique est celle qui paraît constituée par des agglomérations de cristaux contigus, sans interposition d'autres éléments ; elle se traduit par des contours polygonaux englobant des plages qui ont chacune un aspect homogène. On peut l'appeler granulitique lorsque ces plages sont de dimension assez faible et à peu près uniforme, ou polyédrique lorsqu'elles ont des contours anguleux. Cette structure peut se rencontrer, spécialement, dans les métaux fusibles à température relativement basse : le laiton bien recuit en est un des meilleurs exemples (1).

**287. Cristallites.** — La structure cristallitique représente un type opposé : elle montre en quelque sorte les cristaux à leur naissance.

On appelle cristallites, des éléments de métaux submicroscopiques qui commencent à se former dans un magma fondu soumis au refroidissement, et qui ont tendance à former une agrégation orientée suivant des directions déterminées ; ces agrégations constituent comme le squelette ou la charpente des grands cristaux, qui se formeraient peu à peu par l'empilage méthodique et la juxtaposition de petits éléments tous semblables. Elles peuvent se faire suivant des formes différentes ; souvent des files de cristallite se groupent en branches parallèles issues d'une tige centrale : on a alors l'aspect d'une feuille de fougère, aspect que l'on peut observer souvent à l'œil nu sur les surfaces planes de certains métaux, comme l'antimoine ou l'aluminium ; c'est ce que l'on peut appeler une cristallisation arborescente (2). Parfois, elles se groupent en réseaux réguliers

(1) V. Pl. 4, fig. 4. — Pl. III, fig. 5 et 6. — Pl. IX, fig. 4.

(2) Pl. 1, fig. 5 et 6.

suivant deux directions croisées; on obtient alors l'aspect réticulé.

Si les cristallites sont très fines et perpendiculaires à la surface, elles se manifestent par de simples points; on a alors l'aspect pointillé qui, sous de faibles grossissements, est à peine visible, et l'on peut n'obtenir qu'une image confuse où l'on ne distingue rien au premier abord; c'est ce qui arrivera souvent pour les métaux purs. Ces deux aspects peuvent, naturellement, se superposer; ainsi, avec le cuivre, on observe une sorte de réseau à mailles à peu près rectangulaires; en modifiant l'éclairage ou la mise au point, on voit paraître sur ces mailles une série de points brillants qui font saillie et peuvent rester seuls visibles lorsque les mailles s'effacent: c'est l'indice de files cristallitiques groupées suivant trois directions correspondant aux arêtes d'un cube.

**288. Structure cellulaire.** — La structure cellulaire, qui se présente souvent, paraît l'indice d'un autre mode de genèse des cristaux; la surface présente alors une série de bandes lisses et brillantes, dessinant des contours polygonaux et formant un réseau à mailles larges et irrégulières; l'intérieur de ces polygones est plus ou moins sombre ou grenu, par suite de l'action des réactifs. Il semble que les cristaux soient, en quelque sorte, creux et que leur enveloppe extérieure se soit formée d'abord, puis que le centre se soit solidifié plus tard, avec une structure probablement plus fine et sous une forme qui la rend plus facilement attaquable (1). Cette particularité se présente quelquefois dans les roches éruptives, et on peut l'observer en grand lorsque l'on fait cristalliser certains métaux très fusibles, comme le bismuth: ils se prennent par refroidissement en trémies creuses, qui apparaissent nettement lorsque l'on verse les parties de la masse restée encore liquide.

Quand on a affaire à un métal complexe, on peut supposer, avec une certaine vraisemblance, que l'intérieur de ces cristaux cellulaires est formé d'un magma relativement plus fusible et d'une composition chimique différente de celle de l'enveloppe qui représenterait le métal pur.

C'est ainsi que M. Osmond a admis que les enveloppes de cellules obtenues par la solidification de l'acier étaient du fer pur, le carbure se concentrant dans l'intérieur.

(1) Pl. 1, fig. 2.



Toutefois, cette interprétation n'est pas par elle-même nécessaire, et la différence chimique entre les deux parties peut être insignifiante.

**289. Structure lamellaire.** — La structure lamellaire se traduit par des alternances de bandes plus ou moins fines, les unes brillantes, les autres obscures ; elle correspond, soit à des formes cristallines aplaties, soit à l'existence de plans de clivage (1).

Il ne faudrait pas conclure que les bandes obscures représentent une autre substance : ce sont, en général, des faces obliques qui ont été dégagées par l'attaque partielle, ou des zones plus ou moins corrodées par le réactif.

**290. Structures complexes.** — Ces différentes structures de détail peuvent se superposer à la structure granitique, dont elles ne sont que des variétés. Très souvent, dans la structure cellulaire, l'intérieur des cristaux est occupé, soit par des réseaux cristallitiques (2), soit par des systèmes de lamelles orientés dans des directions déterminées et constantes (3), sur toute l'étendue d'un même cristal. Presque toujours, quand la structure cristallitique est la plus apparente, on peut reconnaître, avec un grossissement un peu plus faible, que cette orientation variable caractérise des plages d'un aspect plus ou moins sombre ou brillant, correspondant aux coupes de grands cristaux ; c'est ainsi que, souvent, le cuivre et l'aluminium ne donnent qu'une série de plages plus ou moins teintées par un pointillé peu net.

Aucun de ces aspects ne peut donc être considéré comme bien caractéristique d'un corps ; ils pourront varier d'après le mode d'attaque : tel cristal, qui sera resté lisse, pourra montrer une structure cristallitique sous une attaque un peu plus vive.

**291. Dimension des grains.** — Ce que l'on peut observer nettement, c'est la dimension des grains ; elle augmente, en général, avec la lenteur du refroidissement ; elle est toujours plus faible pour les parois extérieures des pièces, plus forte

(1) Pl. VI, fig. 6.

(2) Pl. I, fig. 6.

(3) Pl. V, fig. 4.

au centre. En général, les gros grains correspondront à un métal moins résistant et plus cassant.

Lorsque les grains sont nettement visibles, on peut déterminer leur dimension moyenne, soit en les mesurant avec un oculaire à micromètre, soit en comptant le nombre de grains qui se suivent le long d'un diamètre du champ ; à grossissement égal, les dimensions moyennes sont inversement proportionnelles à ce nombre. Cette mesure donnera une indication précise sur la finesse de structure du métal.

Lorsque celle-ci est hétérogène, ce qui pourra être l'indice de liquations, l'étude des différentes parties d'un échantillon le révélera ; ces constatations auront un caractère précis si l'on opère toujours dans les mêmes conditions, car une attaque plus profonde pourra résoudre les grains en éléments plus petits, et ces variations ne dépendront pas seulement du mode d'attaque, mais aussi de l'état primitif de la surface. Les surfaces extérieures naturelles d'une pièce moulée ne donneront pas le même aspect que les coupes obtenues par rabotage.

**292. Structures submicroscopiques.** — Nous appelons ainsi des structures très difficiles à préciser avec les grossissements ordinaires.

Lorsque les grains deviennent très petits, leur forme peut être mal caractérisée ; on arrive alors à l'aspect microgranulitique qui présente un mélange confus de taches claires et sombres (1). Il peut être l'indice d'une structure relativement fine et compacte, mais il faut remarquer aussi que cet aspect arrivera presque toujours à se développer par une attaque assez profonde ; les contours des grains qui auraient été respectés par une attaque faible pourront disparaître sous une attaque trop poussée ; les faces restées d'abord lisses s'useront toutes inégalement et donneront, sur toute l'étendue de l'échantillon, une surface finement rugueuse, au milieu de laquelle on ne distinguera plus aucune forme.

Enfin, lorsque les grains deviendront de dimension submicroscopique, on aura ce que l'on peut appeler une structure felsitique ou amorphe, se traduisant par une sorte de pointillé indistinct (2). Dans les roches, ce genre de structure correspond

(1) Pl. I, fig. 3. — Pl. III, fig. 2. — Pl. V, fig. 5.

(2) Pl. VI, fig. 3.

à des magmas refroidis rapidement, et qui sont restés vitreux ou à peine cristallins ; pour les métaux, il peut indiquer une structure très fine et très compacte, ou l'absence de joints ouverts entre les grains, mais il peut aussi tenir au mode de préparation et signifier simplement qu'on n'a pas trouvé le procédé d'attaque capable de mettre ces joints en évidence ; ainsi, cet aspect presque amorphe se présente, en général, dans l'acier trempé, mais avec des préparations plus soignées et des grossissements assez forts, M. Osmond y a fait apparaître des bandes fines orientées suivant trois directions, structure à laquelle il a donné le nom de martensite.

**293. Difficultés d'interprétation.** — D'après tout ce que nous venons de dire, les apparences que l'on observe au microscope sont variables et ne sont que la traduction incertaine, et parfois trompeuse, de la structure réelle ; c'est pourquoi nous nous sommes servi parfois du mot aspect, préférablement à celui de structure.

Dans l'étude des roches, il n'en n'est pas de même ; on peut, en effet, amincir les plaques de manière à les rendre transparentes : les différents éléments sont alors caractérisés par leurs propriétés optiques. Par exemple, dans l'étude d'un granit ou d'un porphyre, on observe une mosaïque de grains polygonaux, dont la séparation est nettement indiquée par des différences d'éclairage à la lumière polarisée. On peut reconnaître, par l'étude des propriétés optiques, que les grains sont composés les uns de feldspath, les autres de quartz ; en outre, entre deux grains de même nature, on peut constater que les différences d'éclairage tiennent à des différences d'orientation ; chaque grain a donc son individualité parfaitement déterminée et est bien distinct du voisin, soit par sa composition chimique, soit par la direction de ses axes cristallographiques.

Il n'en est pas ainsi avec les métaux ; les différents grains ont la même composition, et on manque de moyen pour les caractériser, sauf dans le cas où l'on peut constater entre leurs contours une orientation déterminée du réseau cristallitique ou lamellaire : c'est dans ce cas, seulement, que chaque grain peut être considéré comme ayant son individualité. Mais, si ce diagnostic manque, la séparation des grains ne correspond plus à rien de bien défini et peut être seulement l'effet fortuit et

variable de l'attaque chimique. Les observations n'auront donc de portée pratique qu'à condition d'être faites dans des conditions exactement comparables ; sous cette réserve, l'étude de la dimension des grains pourra donner des indications intéressantes.

En ce qui concerne les rapports de la structure avec les propriétés mécaniques, cette étude pourra, comme nous l'avons dit, révéler les hétérogénéités qui se produisent souvent par un refroidissement lent et irrégulier ; enfin, elle pourra montrer l'influence du mode de refroidissement et de solidification, ou encore du travail subi par le métal.

La structure, comme la dimension des grains, varie avec le traitement thermique. Elle peut se modifier, et de nouveaux agrégats peuvent se former sans que le métal soit fondu : à une température assez élevée, les molécules du métal solide reprennent assez de mobilité pour donner naissance à de nouveaux groupements d'aspect tout différent des anciens.

**294. Structures hétérogènes.** — Les structures ou aspects que nous avons décrits jusqu'à présent sont ceux que l'on peut appeler homogènes ; ils se reproduisent à peu près identiques sur toute la surface de l'échantillon et n'indiquent pas la présence de deux corps différents. Dans l'étude des métaux complexes ou des alliages, on peut observer la structure hétérogène plus ou moins analogue à la structure porphyrique des roches ; la véritable structure porphyrique montre de grands cristaux se détachant au milieu d'un magma plus finement cristallisé ou même amorphe : elle est caractérisée par la présence de deux ou plusieurs temps de consolidation.

On peut admettre, et même démontrer dans le cas des roches, que les grands cristaux se sont formés les premiers, que le magma, resté d'abord fluide, n'a fait prise que plus tard. On peut souvent établir l'ordre de consolidation relative des cristaux de différente nature ; des aspects analogues peuvent s'observer dans les alliages fusibles, quoique le phénomène qui leur a donné naissance soit plus difficile à préciser.

**295. Structure porphyrique.** — La structure porphyrique est caractérisée par la présence de grands cristaux au milieu de magmas microlithiques ou finement lamellaires (1).

(1) Pl. IX et X.

Les cristaux se composeront, le plus souvent, d'un des métaux, plus ou moins pur, et le magma d'une combinaison plus fusible des deux métaux en présence. La structure porphyrique peut se présenter sous l'aspect globulaire, c'est-à-dire que de petits cristaux isolés au milieu du magma se groupent en étoiles ; aux faibles grossissements, ils ne montreront que des taches arrondies.

Quelquefois, la structure porphyrique mettra en évidence certains corps étrangers ; c'est ainsi que s'isole le graphite dans la fonte, la cémentite dans l'acier, le silicium dans l'aluminium.

Le sulfure de fer paraît aussi former, dans les aciers impurs, des taches noires ; seulement, dans ce cas, ces taches sont des espèces de ségrégations, le sulfure paraissant se consolider le dernier. Le phosphore de fer donne lieu à des structures porphyriques bien nettes, que M. Stead a décrites récemment. L'oxyde de cuivre se manifeste aussi, dans le cuivre mal fini, par des taches rouges ; on peut même les apprécier en les comptant et en voyant quelle fraction de la surface générale elles couvrent ; c'est, peut-être, le seul exemple pratique du cas où le microscope peut remplacer l'analyse chimique. Nous répéterons qu'il faut prendre garde de confondre les taches noires dues à des cavités avec celles qui seraient formées par un corps étranger.

**296. Cristaux négatifs et inclusions.** — Les cavités peuvent quelquefois représenter des cristaux négatifs, c'est-à-dire des cristaux qui ont été lavés par l'attaque chimique et ont laissé leur empreinte en creux ; c'est ainsi que, dans le fer forgé attaqué par l'acide azotique, on peut observer des cha-pelets de rhomboèdres noirs, qui paraissent être les creux laissés par des octaèdres que l'acide a dissous. On les voit souvent englobés au sein de polyèdres beaucoup plus gros (1).

**297. Structures artificielles.** — Toutes les structures que nous avons définies sont celles qui se présentent pour les métaux simplement fondus et moulés. Le travail mécanique et l'action de la chaleur par recuit ou par trempe ont pour effet de les modifier ; les actions mécaniques déforment les grains, elles

(1) Pl. IV.

peuvent aussi les diviser, ou au contraire les souder les uns aux autres par compression.

**298. Effets du travail.** — L'effet d'un travail bien conduit sera, en général, d'effacer les formes cristallines et d'amener les grains à des dimensions régulières et assez faibles ; ces grains prendront des formes arrondies ou allongées dans un sens déterminé lorsque le travail se fera par laminage. On obtiendra une structure granulitique ou microgranulitique, ou encore une structure feutrée où les grains s'emboîtent les uns dans les autres (1).

Ce genre de structure paraît être favorable aux propriétés mécaniques : elle facilite l'allongement, les grains peuvent glisser les uns sur les autres ; la structure feutrée, qui se rencontre souvent dans les aciers demi-durs, paraît favorable à la résistance.

Le travail à froid, produisant l'écroutissage, se traduit par des formes irrégulières, des fissures microscopiques brisant les cristaux, et qui expliquent que le métal soit devenu cassant, chacune de ces fissures servant d'amorce à des lignes de rupture (2). Ce sera l'indice que les forces exercées pendant le travail ont été exagérées et que les grains n'ont pas pu se plier aux déformations qu'ils devaient subir.

Ces déformations ont pour effet de courber les plans de clivage et les stries dues à la structure lamellaire ; elles produisent, dans l'acier doux surtout, un aspect particulier auquel on a donné le nom de perlite (3). (Les stries très serrées donnent lieu, par la réflexion et la diffraction, à des jeux de lumière, à des colorations irisées rappelant l'aspect de la nacre).

Des déformations analogues peuvent se produire sous l'effet du refroidissement, par suite de contractions irrégulières et des pressions que les différentes parties de la masse exercent les unes sur les autres.

**299. Effets du recuit.** — Le chauffage peut donner lieu à des déformations plus profondes, qui modifient complètement la structure ; les grains peuvent, soit se résoudre, soit s'agglomérer,

(1) Pl. II, fig. 3 et 6. — Pl. VI, fig. 4. — Pl. V, fig. 2.

(2) Pl. III, VI et VII.

(3) La fig. 2, Pl. IX, donne une idée assez nette de cette structure.

en donnant lieu à des groupements nouveaux, lorsque la température est assez élevée pour donner de la mobilité aux molécules : cet effet ne se produira que très lentement aux températures relativement basses, mais, à la température de recuit, un chauffage suffisamment prolongé pourra faire disparaître les formes cristallines, et, en tout cas, donner aux grains des dimensions régulières. Lorsque la température sera trop élevée, ces dimensions pourront s'exagérer, et la cristallisation se reformer ; ainsi, l'acier recuit au delà de 1.300 degrés reproduira de grands cristaux analogues à ceux de l'acier brut de fusion (1).

Quelquefois, au delà d'une certaine température, le recuit produit un mode de cristallisation nouveau ; c'est ainsi que le laiton, bien recuit vers 650 degrés, présente une structure granitique avec la mosaïque des cristaux bien déterminée, tandis que le laiton brûlé offre une cristallisation confuse en petits prismes (2).

Le refroidissement rapide obtenu par la trempe a pour effet de maintenir la structure telle qu'elle existait à chaud ; il provoque le plus souvent une structure relativement fine, parfois presque amorphe.

**300. Principe des traitements thermiques.** — Lorsque le travail se fait à chaud, l'effet mécanique se combine avec ceux du recuit ; en général, la température de travail convenable est comprise entre certaines limites situées des deux côtés de la température du meilleur recuit : c'est-à-dire qu'il faut chauffer le métal un peu au-dessus de la température du recuit pour obtenir le maximum de plasticité, et continuer le travail jusqu'à une température sensiblement inférieure, où la cristallisation ne puisse plus se produire.

Dans ces conditions, les grains se déforment facilement sans se déchirer, les vibrations empêchent la cristallisation exagérée, et l'on obtient le maximum de qualités mécaniques qui, presque toujours, correspond à une structure régulière, ni trop grossière ni trop fine, et à l'absence de formes cristallines anguleuses.

(1) Pl. V.

(2) Pl. VIII.

**301. Applications pratiques de la métallographie. —**  
C'est surtout pour étudier l'effet du travail et du traitement calorifique que le microscope pourra rendre des services pratiques sérieux ; il permettra de déterminer par ces essais quelle est la meilleure formule de travail.

Lorsque l'on a affaire à une pièce fabriquée qui présente des défauts, il permettra de rechercher si ces défauts sont dus au mode de travail : par exemple, s'ils proviennent d'un chauffage exagéré ou insuffisant ; dans ce cas, on pourra, souvent, les corriger par un recuit convenable.

L'étude microscopique sera particulièrement utile pour dévoiler les inégalités de structure. Celles-ci peuvent provenir de l'effet même du travail, lequel se fait moins sentir au centre pour les pièces un peu épaisses : ainsi, dans les pièces en acier de dimensions un peu fortes, le centre reste toujours un peu cristallin et à grains plus gros que les bords. Elles peuvent provenir aussi de liquations ayant provoqué des variations dans la composition chimique ; ces variations portent le plus souvent sur des espaces trop restreints et trop disséminés pour que l'analyse chimique puisse les mettre en évidence : elles pourront se traduire par des inégalités d'aspect au microscope. (Répétons encore que, dans ce cas, il faudra bien s'assurer que ces inégalités ne sont pas un effet fortuit du mode d'attaque).

A ce point de vue, le microscope fournit un moyen d'investigation suppléant à une véritable lacune des moyens connus jusqu'ici ; il permet de chercher à reconstituer, en quelque sorte, l'historique d'une pièce de métal qui a passé par des traitements que l'on ne connaît pas.

---



## CHAPITRE IV

### ALLIAGES

---

#### § 1. — GÉNÉRALITÉS

**302. Intérêt industriel des alliages.** — Les alliages métalliques ont été, de tout temps, d'un emploi très fréquent dans l'industrie, et cet emploi tend à se généraliser toujours davantage. Dès l'origine de la métallurgie, le métal le plus communément employé pour faire les outils et les armes a été celui que l'on désigne sous le nom général de bronze. Ce nom s'applique, aujourd'hui, aux alliages de cuivre et d'étain, mais le bronze des anciens paraît avoir été de composition très complexe et très variable ; on y trouve, avec le cuivre, de l'étain, du plomb, du zinc ; parfois l'étain y manque complètement ; il semble que c'était souvent le produit du traitement de minerais de cuivre impurs. Toutefois, à une époque plus avancée, on dut reconnaître les propriétés du véritable bronze et le fabriquer suivant des formules méthodiques, car on allait chercher très loin des gisements d'étain et on y attachait un grand prix.

Les Phéniciens s'étaient, dit-on, fait une sorte de monopole de ce commerce ; l'importance du bronze, au début de la civilisation, s'explique parce que c'était le seul métal résistant facile à travailler : il est, en effet, plus fusible et plus dur que le cuivre, et, le fer étant infusible, on ne put en fabriquer de grandes pièces qu'en le forgeant, ce qui exige beaucoup de travail ou un outillage mécanique d'une certaine importance. C'est pourquoi l'usage du fer, pour les armes, n'a pu s'introduire qu'après celui du bronze, et dans un état de civilisation plus avancée.

La combinaison de deux ou plusieurs métaux permet d'obtenir des produits offrant une variété de propriétés presque infinie et de créer, pour ainsi dire, un métal nouveau pour chaque emploi.

A mesure que ces propriétés sont mieux étudiées, on voit apparaître dans l'industrie et entrer dans la pratique des métaux capables de rendre des services plus spéciaux. Toutefois, le nombre des formules pratiques est considérablement supérieur à celui des types offrant un intérêt réel, car ces formules, presque innombrables, ont été déterminées par la routine et la tradition beaucoup plus que par des motifs raisonnés.

**303. Difficulté d'une étude rationnelle.** — Il n'y a que peu de temps que l'on a abordé par des méthodes rationnelles l'étude générale des alliages ; les progrès que l'on fait dans cette voie auront pour effet de faire connaître certaines combinaisons nouvelles intéressantes, et aussi de mettre de l'ordre et de la lumière dans ce chaos de formules empiriques, enfin de mieux caractériser les types d'alliages, en nombre limité, qui correspondent à des besoins réels.

Cette étude présente au point de vue scientifique de grandes difficultés. Les métaux fondus peuvent se mélanger en toutes proportions et donner, par leur refroidissement, des masses plus ou moins homogènes, dont la constitution intérieure peut être très complexe, mais ne se prête pas aisément aux investigations.

**304. Variation des propriétés physiques.** — Les propriétés physiques de ces corps complexes varient avec leur composition d'une manière continue, mais non pas uniforme. Il y a quelques alliages pour lesquels les propriétés paraissent varier régulièrement et être intermédiaires entre celles des deux métaux purs : tel est le cas de ceux d'or et d'argent ; c'est pour eux qu'Archimède avait établi, jadis, la loi classique, dite des alliages, permettant de calculer l'une des propriétés, comme la densité par exemple, en fonction de la composition.

C'est là un cas relativement exceptionnel ; le plus souvent, un alliage présentera des propriétés qui ne sont nullement intermédiaires entre celles des deux métaux constituants ; c'est même ce qui fait le principal intérêt industriel de ces corps.

Ainsi, quoique le zinc, l'étain et l'aluminium soient beaucoup moins résistants que le cuivre, les alliages de ce dernier métal avec les trois autres peuvent être beaucoup plus durs que le cuivre pur ; entre de certaines limites de composition, ils peuvent être extrêmement durs et cassants comme du verre, bien que leurs constituants soient des métaux malléables. Un très grand nombre d'alliages binaires peuvent être plus fusibles que les deux métaux qui les constituent.

**305. Combinaisons définies.** — Ces faits sont de nature à faire supposer qu'il existe entre les métaux de véritables combinaisons chimiques pouvant être caractérisées par des propriétés différentes de celles de leurs éléments.

Mais ces combinaisons sont très difficiles à isoler et à dé mêler, au milieu de mélanges en proportions non définies, qui offrent une succession continue permettant d'obtenir toutes les compositions possibles. Quelquefois, on peut isoler ces combinaisons par des réactifs convenables : ainsi, dans tous les laitons contenant plus de 67 0/0 de zinc, la potasse à chaud permet de dissoudre ce dernier métal, et il reste un résidu correspondant sensiblement à la formule ( $\text{Cu Zn}^2$ ).

Cette méthode, qui est la plus concluante pour démontrer l'existence des combinaisons définies, ne permet pas toujours d'arriver à un résultat net, car on ne dispose pas souvent d'un réactif qui puisse attaquer l'un des métaux sans l'autre. On a isolé un petit nombre de combinaisons de ce genre, mais on en soupçonne beaucoup d'autres. Il est probable que ces combinaisons ne correspondent pas à des affinités chimiques très fortes, qu'elles peuvent être très multiples, et que, si elles se distinguent par des propriétés physiques, elles n'ont que rarement des propriétés chimiques bien tranchées ; elles peuvent être presque toutes détruites par les réactifs qui dissolvent l'un des deux métaux.

**306. Etude des cristaux.** — C'est surtout par leur forme cristalline que l'on pourrait les caractériser, mais on rencontre, ici encore, une difficulté analogue. On ne peut presque jamais obtenir des cristaux isolés mesurables, dont la composition soit définie ; tous les alliages, en proportion quelconque, cristallisent par la solidification : ils donnent une masse de cristaux

enchevêtrés, où les formes ne sont pas visibles, et que l'on ne peut chercher à étudier que par le microscope. Quelquefois celui-ci révélera, dans les alliages compris entre certaines limites de composition, l'existence de cristaux de forme spéciale, qu'on pourra attribuer à des combinaisons déterminées : tels sont les cristaux représentés, d'après M. Le Chatelier, Pl. X, fig. 1, et qui paraissent bien caractériser les alliages d'aluminium et de cuivre se rapprochant de la formule ( $Al^2Cu$ ).

Toutefois, comme nous l'avons vu, le microscope ne permet pas de mesurer les angles des cristaux, ni, par suite, de les caractériser avec précision. En outre, il arrive souvent que deux corps soient susceptibles de donner des cristaux isomorphes et que, dans ce cas, leurs mélanges en diverses proportions puissent cristalliser sous des formes semblables. On ne pourra pas alors distinguer l'un de ces corps, et ce n'est que par tâtonnement que l'on arrivera, parfois, à caractériser avec grande probabilité une combinaison définie, en examinant toute une série d'alliages.

Si une forme cristalline bien tranchée se manifeste seulement entre deux limites données de la composition, si elle devient d'autant plus abondante et d'autant plus prépondérante que l'on se rapproche d'une combinaison correspondant à une formule simple, on pourra admettre que cette formule est bien celle d'un corps défini dont les cristaux s'isolent au milieu du résidu des différents alliages.

Cette conclusion sera rendue plus vraisemblable si l'on peut établir, d'autre part, que la combinaison correspondant à cette formule est moins fusible que les résidus au milieu desquels elle a dû cristalliser.

### **307. Courbes caractéristiques des alliages binaires.**

— En général, c'est l'étude méthodique des variations des propriétés physiques qui permet le mieux d'avoir un premier aperçu sur la constitution d'une série donnée d'alliages.

Pour les alliages binaires, on peut représenter par des courbes les variations des différentes propriétés mesurables, en fonction de la composition. On porte en ordonnées les mesures faites sur différents alliages des deux mêmes métaux, en abscisses la proportion d'un des deux métaux, et on réunit ces points par une courbe dont la forme se dessine presque toujours nettement, sans avoir besoin d'un trop grand nombre d'observations.

Toutes les particularités que présenteront ces courbes, les discontinuités, les sommets, les points anguleux, seront autant de traces indirectes des changements que subit la constitution intérieure, et, en réunissant toutes ces données, on arrivera plus ou moins aisément à les interpréter.

Cette méthode générale est rationnelle, puisque les combinaisons qu'il s'agit de découvrir sont caractérisées plutôt par leurs propriétés physiques.

## § 2. — PROPRIÉTÉS PHYSIQUES

**308.** — Parmi ces propriétés, la densité serait une des plus importantes à bien connaître. Malheureusement, les variations en sont faibles et très délicates à mesurer, d'autant plus qu'elles sont presque comparables aux différences provenant de la structure poreuse qu'ont souvent les alliages, de la présence de soufflures, et enfin des effets du travail ou du refroidissement plus ou moins brusque ; aussi les recherches tentées dans cette voie n'ont pas donné, jusqu'à présent, de résultat bien net.

La mesure de la température de fusion peut être faite assez exactement, et donner des indications fort intéressantes, que nous allons développer tout à l'heure ; celle de la conductibilité électrique se prête aussi à beaucoup de précision, mais elle dépend de causes plus variées, car les joints existant entre les cristaux peuvent y jouer un rôle peut-être aussi important que la nature même de ces cristaux.

La conductibilité pour la chaleur est plus difficile à étudier, et n'a pas grand intérêt, parce qu'elle est à peu près proportionnelle à la conductibilité électrique. Les coefficients de dilatation présentent souvent des variations fort intéressantes ; leur mesure exacte est assez pénible, et cette étude n'a guère été faite que pour un petit nombre d'alliages.

Les mesures mécaniques, comme la résistance à la traction, l'élasticité, l'allongement, offrent un grand intérêt au point de vue pratique et peuvent aussi donner des indications sur les variations de la constitution intime, mais elles sont moins précises et d'une interprétation plus douteuse que les mesures physiques.

Pour tous ces motifs, c'est sur les courbes de fusibilité qu'il paraît préférable de fonder, quant à présent, un premier essai de classification rationnelle des alliages.

**309. Mesure de la fusibilité.** — On peut mesurer, assez facilement, la température de solidification en plongeant, dans un creuset qui contient l'alliage fondu, un couple Le Chatelier, et notant le point d'arrêt qui se produit, au refroidissement, quand le métal commence à se solidifier comme nous le verrons plus tard ; quand le refroidissement se prolonge, il peut y avoir plusieurs points d'arrêt, mais nous ne nous occuperons ici que du premier, lequel correspondra à une solidification plus ou moins partielle. Elle ne définit pas physiquement la température de fusion d'un corps déterminé ayant la composition de l'alliage que l'on a employé, mais la température à laquelle il commence à s'isoler des éléments solides au sein de résidus encore fondus ; ces éléments peuvent, du reste, avoir une composition différente de celle de l'ensemble ; le plus souvent cette composition exacte est inconnue, et on ne peut faire là-dessus que des hypothèses. Mais, malgré cette incertitude, la température de première solidification, variant d'une manière continue avec la composition primitive, peut être considérée comme une fonction bien déterminée de celle-ci.

**310. Alliages instables.** — Dans la classification des alliages, il y a lieu, d'abord, de mettre de côté ce que nous appellerons les alliages instables ; ce sont ceux des métaux qui, même à l'état liquide, ne restent pas mélangés, en des proportions déterminées et se séparent par ordre de densité en deux couches de nature différente.

C'est le cas de certains alliages où deux métaux présentent une grande différence de densité et ne semblent pas avoir d'affinité chimique : par exemple, ceux du plomb ou du bismuth avec le zinc ou l'aluminium ; il se sépare alors deux couches, le métal le plus léger à la surface, le plus lourd au fond et chacun d'eux n'entraînant que des proportions relativement faibles de l'autre métal. Un phénomène analogue paraît se produire pour les alliages du fer avec les métaux fusibles comme le plomb et le cuivre ; il est difficile de les obtenir homogènes, aussitôt que la proportion du métal fusible dépasse

une certaine limite. Ce genre d'alliage ne se prête donc pas à l'étude complète de la fusibilité.

**311. Courbes de fusibilité des alliages stables.** — Pour tous les autres alliages, on peut dresser, pour chaque série correspondant à la combinaison de deux métaux déterminés, une courbe de fusibilité dont les abscisses représentent les proportions relatives de chaque métal, et les ordonnées la température de solidification observée : avec un certain nombre d'observations sur des alliages de compositions connues, on obtient une série de points que l'on peut réunir par une courbe.

Une dizaine d'observations, par exemple, en faisant varier de 10 en 10 les teneurs d'un des métaux, donnera généralement une première idée de la forme possible de la courbe, que l'on pourra préciser en multipliant les observations autour des points où ces formes présentent des particularités.

Les courbes ainsi obtenues se rattachent à un petit nombre de types caractéristiques.

**312. Classement des alliages d'après les courbes de fusibilité.** — On peut classer la plupart des alliages en trois genres principaux, suivant le nombre de branches que présente la courbe et qui sont séparées par des points singuliers (fig. 128).

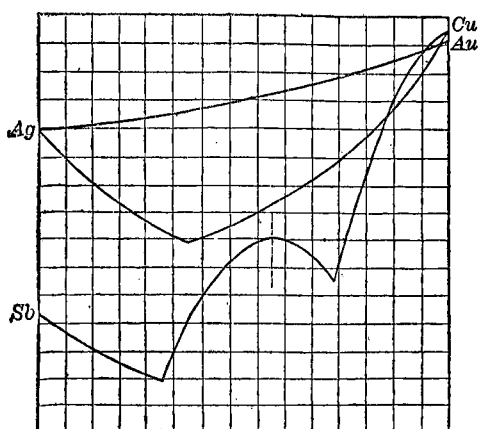


Fig. 128. — Trois types de courbes de fusibilité.

**313. Premier genre.** — Pour quelques alliages (Bi Sb, Au Ag), la courbe de fusibilité (fig. 129) est presque droite, c'est-à-

dire que, suivant la règle d'Archimède, la température de fusion varie comme la proportion relative des deux constituants.

Ils paraissent formés par des mélanges isomorphes de deux métaux qui cristallisent sous la même forme, en proportions quelconques.

**314. Deuxième genre.** — La courbe (fig. 128) peut se composer de deux branches nettement séparées, qui se rejoignent à un point anguleux (Ag Cu, Zn Al, Pb Sn, Pb Sb, Zn Sn).

En général, l'angle est dirigé vers le bas, et représente un minimum de la température de fusion, minimum inférieur au point de fusion des deux métaux. Dans ce cas, l'ensemble des alliages possibles se divisera en deux séries distinctes : par exemple, les alliages de plomb contenant moins de 13 0/0 d'antimoine, d'une part, et, de l'autre, les alliages d'antimoine contenant moins de 87 0/0 de plomb. A la limite commune de ces deux séries se trouvera l'alliage le plus fusible, que l'on appelle parfois alliage eutectique, à 13 d'antimoine et 87 de plomb.

Si nous prenons la première série, on peut admettre que l'arc de courbe représente le point de fusion du plomb, qui se trouve abaissé graduellement par son mélange avec des proportions croissantes d'antimoine. Pendant le refroidissement, il se solidifie d'abord du plomb ; le résidu liquide devient peu à peu plus riche en antimoine, jusqu'au moment où il en contient 13 0/0, et alors il se prend en masse ; toutes les combinaisons qui pourraient se former ensuite sont moins fusibles.

**315. Alliages eutectiques.** — On pourrait être tenté de croire que cet alliage spécial représente une combinaison chimique définie des deux métaux ; elle se rapprocherait assez, en effet, de la formule  $SbPb^4$ , sans y correspondre exactement toutefois.

Il est probable qu'il s'agit, non pas d'une véritable combinaison, mais d'un alliage défini, qui tend à se former par suite de ses propriétés physiques particulières ; c'est l'interprétation à laquelle on est conduit en comparant ces phénomènes avec ceux que présentent les dissolutions salines, dont l'étude comporte plus de précision.

Si l'on observe une dissolution de sel marin dans l'eau, on



reconnait que le point de solidification s'abaisse jusqu'à une certaine limite, à mesure que la proportion du sel augmente. L'eau salée gèle moins facilement que l'eau pure, mais les premiers fragments de glace qui se forment se composent de glace pure ne contenant pas de sel. Lorsque la partie liquide s'est enrichie jusqu'à la proportion de 25 0/0, elle se prend en masse à  $-21^{\circ}$ . Si l'on opère sur des dissolutions contenant une proportion de sel supérieure à cette dernière, c'est, au contraire, le sel qui cristallise le premier ; l'eau-mère deviendra plus pauvre jusqu'à ce que sa teneur s'abaisse à 25 0/0, et alors elle se consolidera.

En répétant les mêmes expériences sur des mélanges de sels fusibles, on a pu constater au microscope que le mélange défini qui se prend à la température minima était constitué par un enchevêtrement très intime de petits cristaux des deux corps ; ce n'est donc pas une combinaison chimique, et c'est pour ce type de mélanges définis qu'on a créé le nom *eutectique*, au lieu du mot de cryohydrate, qui avait été proposé quand on les considérait comme des combinaisons.

Nous verrons plus tard que l'examen microscopique concorde bien avec cette interprétation, et montre ces alliages spéciaux, dits eutectiques, comme des mélanges intimes et cristallins.

Ainsi, la première branche de la courbe doit donner, après solidification, des cristaux de plomb enveloppés dans une proportion plus ou moins grande d'eutectique, — la seconde branche, au contraire, des cristaux d'antimoine enveloppés dans l'eutectique. Les alliages voisins de la formule 13/87 seront seuls homogènes, et chaque arc de courbe correspondra à un type de constitution différent, donné par les combinaisons, deux à deux, de trois constituants définis : l'eutectique avec l'un des deux métaux purs.

**316. Formes anormales du deuxième genre.** — Les alliages de cadmium et d'argent présentent une variété anormale de courbe à deux branches, où le point anguleux, peu prononcé, est tourné vers le haut.

La discontinuité est beaucoup moins marquée que dans les cas précédents, et le point anguleux ne correspond pas à un minimum. Cette courbe se rapproche donc de celles du premier genre, où les propriétés restent intermédiaires entre celles des

deux métaux. On peut supposer que l'on a affaire ici à des mélanges isomorphes en proportion variable, formés par l'un ou

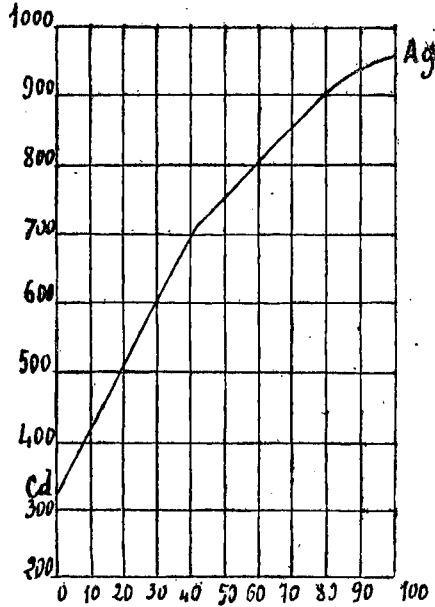


Fig. 129. — Courbe de fusibilité de l'alliage Cd Ag.

l'autre des métaux avec un troisième constituant qui serait voisin de la composition correspondant au point anguleux.

On remarque que dans cette région se forment des cristaux caractérisés par une couleur violet rosé et qui sont peut-être un composé défini. Si cette interprétation est exacte, la constitution de cette série la rattacherait plutôt au troisième genre.

La courbe des alliages zinc-cuivre (courbe inférieure de la fig. 130) présente une allure analogue : néanmoins, la seconde branche offre une inflexion qui fait supposer que la série est plus complexe ; l'examen microscopique indique, en effet, que les alliages riches en cuivre offrent, souvent, une structure granitoïde, avec une seule forme de cristaux qui correspond bien à l'idée de mélanges isomorphes. Dans les alliages riches en zinc, on peut dissoudre une partie de ce métal par la potasse, et isoler des cristaux qui paraissent correspondre à la composition  $Zn^2Cu$ , voisine du point anguleux.

D'autres faits semblent de nature à faire admettre l'existence

d'une autre combinaison, Zn Cu, ou Zn Cu<sup>2</sup>, voisine du point d'inflexion.

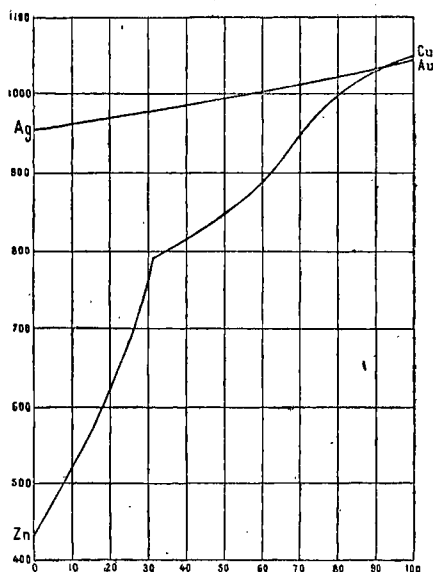


Fig. 130. — Courbes de fusibilité des alliages AgAu, ZnCu.

Il y aurait donc plusieurs séries : 1<sup>o</sup> mélanges de zinc avec la première combinaison ; 2<sup>o</sup> mélanges isomorphes des deux combinaisons entre elles ; 3<sup>o</sup> mélange de la deuxième combinaison avec le cuivre ; mais aucun des ces mélanges ne correspond à un maximum de fusibilité.

**317. Troisième genre.** — Les alliages du troisième genre sont ceux qui comprennent trois arcs de courbe distincts : la forme la plus fréquente est représentée par des alliages d'antimoine et de cuivre (fig. 130 bis). Les deux arcs extrêmes vont tous les deux s'abaissant l'un vers l'autre ; ils sont réunis par un arc courbe, présentant un sommet compris entre deux minima anguleux. Le maximum correspondrait, à peu près, à la formule Sb Cu<sup>3</sup>.

On peut distinguer, ici, quatre séries s'interprétant facilement, comme nous l'avons fait pour les précédentes : la première, composée d'antimoine avec le premier eutectique à 25 0/0 de cuivre ; la quatrième, de cuivre avec le second eutectique à 69 0/0 ; enfin, les deux intermédiaires, contenant l'antimoniure

défini, tantôt avec le premier, tantôt avec le second eutectique.

Ce type est très fréquent, mais la première branche voisine du métal le plus fusible est souvent beaucoup moins développée.

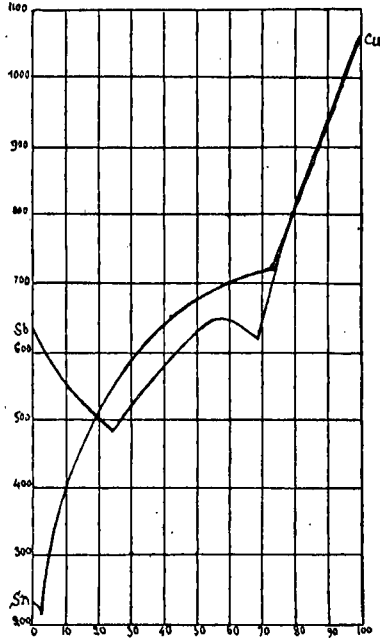


Fig. 130 bis. — Courbes de fusibilité des alliages cuivre-antimoine et étain-cuivre.

C'est ainsi qu'elle est très faible dans les alliages Bi Cu, et presque nulle dans les alliages Pb Cu, Sn Ni, Sn Al ; le premier eutectique, correspondant au maximum absolu de fusibilité, ne contient que 1 0/0 d'aluminium, et son point de fusion n'est que peu inférieur à celui de l'étain pur.

Un type anormal de courbe à trois branches est donné par les alliages Sn Sb : les points anguleux sont dirigés vers le haut et ne correspondent plus à des minima. Les points de fusion restent tous intermédiaires entre ceux des deux métaux purs, et on peut penser que l'on a affaire ici à des séries de groupements de plusieurs combinaisons isomorphes.

**318. Quatrième genre.** — Les alliages du quatrième genre sont ceux qui comprennent quatre arcs de courbe ; il n'y en a qu'un exemple bien étudié, celui des alliages Al Cu (fig. 131). On

y voit nettement deux sommets, ou maxima relatifs, coïncidant avec les combinaisons  $Al^2 Cu$  et  $Al Cu^3$ . Ces combinaisons correspondent à des maxima de dureté, et l'une d'elles a une forme cristalline assez bien caractérisée ; leur existence est donc à peu près certaine.

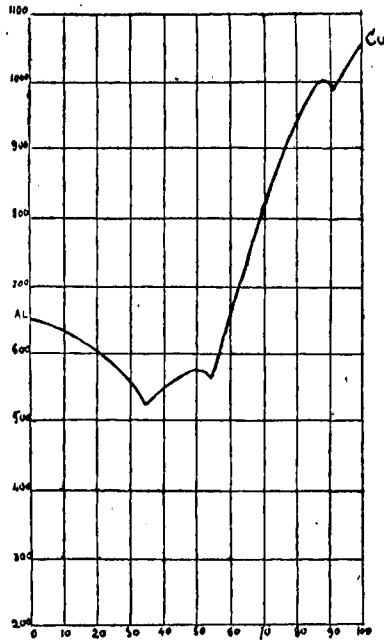


Fig. 131. — Courbe de fusibilité de l'alliage cuivre-aluminium.

Il y a, en outre, trois minima correspondant à des eutectiques dont deux sont très voisins, par leur composition, des combinaisons précédentes.

Il y a donc cinq genres de groupements possibles, chaque métal pouvant se mélanger avec un eutectique, chaque combinaison pouvant se mélanger avec l'un ou l'autre des deux eutectiques voisins. Le nombre et l'importance des liquations qui se produisent pendant le refroidissement de ces alliages est, du reste, un autre indice de leur constitution très complexe.

Bien que ce soit là le seul cas bien caractérisé d'une courbe à quatre branches, il est probable que plusieurs des autres séries sont plus complexes qu'elles ne le paraissent dans les courbes théoriques, et que le nombre des combinaisons définies est souvent supérieur à celui qui peut être révélé par cette méthode.

**319. Cas exceptionnels.** — Il existe deux exemples d'un type relativement exceptionnel d'alliages ; ce sont ceux dont les courbes présentent des maxima absolus, c'est-à-dire qui forment des combinaisons moins fusibles que les deux métaux constituants. Ce cas se présente pour l'aluminium et l'or, mais surtout pour l'antimoine et l'aluminium : presque toute la série des alliages de ces deux métaux est très peu fusible.

La combinaison Sb Al est presque impossible à fondre une fois qu'elle s'est solidifiée ; elle s'isole au fond du creuset, de sorte qu'il est très difficile d'obtenir un alliage homogène ; elle est à peine fusible à 1.100 degrés, tandis que les deux métaux fondent aux environs de 630.

**320. Lacunes de cette méthode.** — On pourra être étonné que toutes les combinaisons définies dont nous avons parlé représentent toujours des maxima relatifs de la température de fusion, et jamais des minima ; cela tient à ce que la méthode ne pourrait pas, dans ce second cas, les révéler. On ne constate en effet les points de fusion que pour les constituants qui se solidifient les premiers. Or, dans un magma complexe, une combinaison définie ne pourrait se solidifier la première, si elle n'était pas moins fusible que ses mélanges avec l'un ou l'autre des deux métaux. Il faut, en effet, que le résidu qui restera après sa solidification soit plus fusible qu'elle. Si le cas inverse se présente, ce qui doit certainement exister, la combinaison ne tendrait pas à s'isoler par le refroidissement, et elle ne pourrait être mise en évidence que par d'autres moyens. Il se peut que les courbes anormales soient un indice de l'existence de telles combinaisons.

**321. Liquations.** — L'étude du refroidissement après solidification peut faire soupçonner l'existence de certaines combinaisons. On observe, presque toujours, un assez grand nombre de points d'arrêt, qui doivent correspondre à des solidifications successives d'alliages plus ou moins définis. En comparant les courbes de refroidissement obtenues avec des compositions différentes, on trouve que ces points d'arrêt se produisent presque toujours dans les mêmes régions de température, mais qu'ils sont inégalement marqués. Lorsqu'ils se produisent avec leur intensité maxima, c'est que l'alliage qui leur correspond doit être

en grande proportion dans le mélange : on peut arriver à présumer sa composition, mais on ne peut démontrer son existence que par d'autres moyens et il est très difficile de savoir si on a affaire à de vraies combinaisons définies.

Il faut remarquer qu'à partir de la première solidification, la masse cesse d'être homogène ; les premiers cristaux formés peuvent surnager à la surface ou gagner le fond du creuset. En tout cas, la composition varie et n'est plus la même dans toutes les parties. Dès qu'il s'est formé une carcasse solide complète, la circulation se trouve gênée ; les résidus encore liquides ou visqueux enfermés au milieu des cristaux y forment de petites masses isolées et indépendantes, qui ne sont pas toutes identiques, et au sein desquelles la solidification peut se continuer en donnant des produits variés et complexes. La constitution sera donc d'autant plus difficile à bien élucider que l'alliage aura été refroidi plus lentement.

Les types que nous avons définis sont donc en quelque sorte des types théoriques simplifiés, dont la réalité pourra n'offrir qu'une image plus ou moins troublée par une foule de perturbations.

**322. Mesure de la résistance électrique.** — La mesure de la résistance électrique des métaux et des alliages peut se faire par la méthode ordinaire, lorsqu'ils peuvent se mettre sous forme de fils, mais, pour les alliages non malléables, cette méthode ne peut plus s'appliquer ; on peut alors obtenir facilement des mesures assez exactes en opérant par comparaison sur des barres de même dimension.

Si l'on fait passer un courant dans un circuit où sont placées, à la suite l'une de l'autre, deux barres métalliques, le courant ayant la même intensité dans les deux tronçons du circuit, la différence de potentiel entre deux points également distants sera proportionnelle à la résistance des deux conducteurs. On peut mesurer cette différence de potentiel avec un galvanomètre très sensible et à grande résistance ; on relie les bornes du galvanomètre à deux pointes métalliques maintenues à un écartement constant ; si l'on touche successivement avec ces pointes les deux barres dont on veut comparer la conductibilité, on obtiendra au galvanomètre deux angles de déviation qui seront proportionnels aux résistances des deux barres. La mesure sera

d'autant plus exacte que les résistances à comparer seront moins différentes.

**323. Forme des courbes de conductibilité.** — En mesurant ainsi les résistances pour des alliages de composition diverse, on peut tracer des courbes où l'on retrouve les différents types caractéristiques des courbes de fusibilité.

*Premier genre.* — Certaines séries d'alliages donnent sensi-

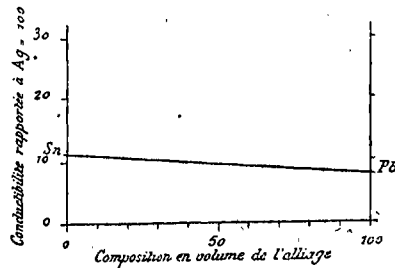


Fig. 132. — Courbe de conductibilité de l'alliage Sn Pb.

blement des lignes droites (fig. 132), et se comportent comme des mélanges homogènes : tel est le cas des séries Sn Zn, Sn Pb.

*Deuxième genre.* — Le plus souvent, la résistance des alliages est supérieure à celle des deux métaux, et les courbes de conductibilité présentent un minimum; elles s'abaissent rapidement en partant du point correspondant à chaque métal pur, c'est-à-dire que l'addition de petites quantités de matières étrangères

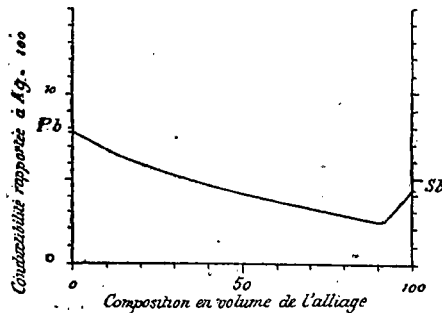


Fig. 133. — Conductibilité de l'alliage Pb Sb.

suffit à augmenter beaucoup la résistance. La courbe (fig. 133) se compose souvent de deux branches régulières réunies par un



point anguleux correspondant à un minimum ; tel est le cas des séries Pb Sb, Sn Sb ; il paraît correspondre à l'existence d'un alliage eutectique mélangé avec l'un des deux métaux purs. La faible conductibilité de l'alliage eutectique s'expliquerait par la multiplicité des faces de joint entre les petits cristaux enchevêtrés.

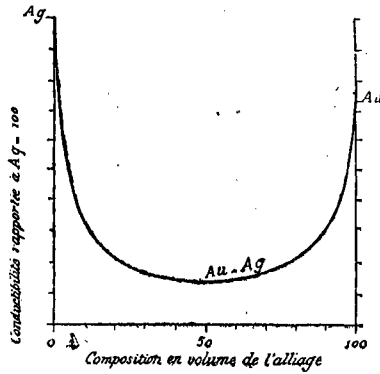


Fig. 134. — Conductibilité de l'alliage Au Ag.

La diminution de résistance est parfois beaucoup plus prononcée ; ainsi les séries Au Ag, Au Cu (fig. 134) présentent un type de courbe spéciale, composée d'une seule branche à courbure très prononcée, la conductibilité restant très faible dès qu'on s'écarte des métaux purs.

*Troisième genre.* — Les alliages plus complexes du troisième

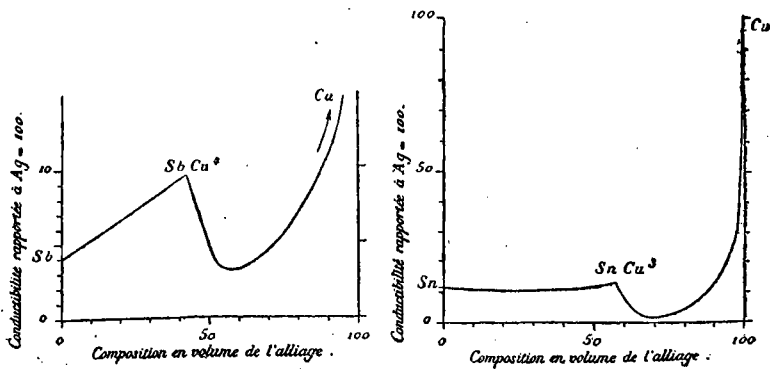


Fig. 135. — Courbes de conductibilité des alliages Sb Cu, Sn Cu.

et du quatrième genre fourniront des courbes à plusieurs branches (fig. 135), rappelant plus ou moins les courbes de fusibilité,

avec cette différence que leur allure générale est en quelque sorte retournée : les points anguleux sont dirigés vers le haut et correspondent à des maxima de conductibilité ; ils paraissent indiquer des combinaisons définies, tandis que les minima situés au milieu de chaque branche correspondraient plutôt aux eutectiques.

On comprend que la structure homogène des combinaisons définies se rapproche de celle des métaux purs et peut favoriser la conductibilité, celle-ci diminuant surtout par les effets du mélange de deux corps différents.

### § 3. — PROPRIÉTÉS MÉCANIQUES

**324. Variation des propriétés mécaniques.** — Les courbes des propriétés mécaniques sont les plus importantes à étudier au point de vue pratique ; elles présenteront, comme celles de fusibilité, des formes plus ou moins complexes. En général, elles seront continues et n'auront pas de point anguleux, mais elles pourront donner un ou plusieurs maxima. Les courbes d'allongement, rapprochées des courbes de résistance, mettront en évidence les limites de composition entre lesquelles l'alliage reste susceptible d'être travaillé. Pour un grand nombre d'alliages, entre de certaines limites, la faculté d'allongement disparaît presque entièrement, et le métal devient tout à fait cassant.

**325. Séries entièrement malléables.** — Il n'y a qu'un petit nombre de cas où, les deux métaux étant malléables, toutes les compositions de la série sont susceptibles d'être utilisées. Les courbes de résistance possèdent alors une seule branche régulière et présentent un maximum correspondant à la composition la plus favorable ; tel est le cas des alliages de plomb et d'étain.

**326. Séries comprenant des termes non malléables.** — Pour les séries qui se prêtent aux principales applications industrielles, les courbes de résistance présentent, le plus souvent, deux maxima séparés par une région inutilisable, où les alliages sont très cassants et n'ont qu'une résistance insignifiante ; tel est

le cas des alliages de cuivre avec le zinc, l'étain ou l'aluminium, (fig. 136).

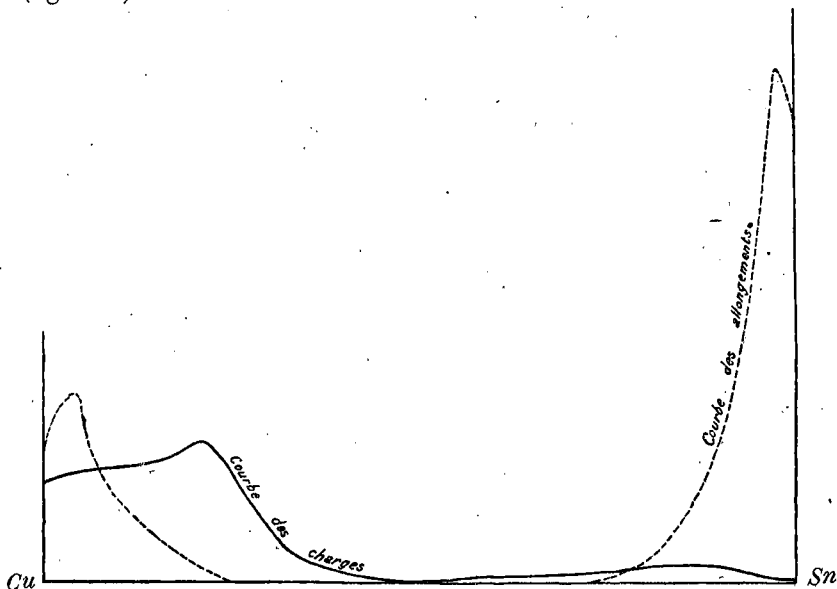


Fig. 136. — Résistance et allongement des bronzes.

A mesure que l'on ajoute, par exemple, du zinc au cuivre, la résistance augmente d'abord lentement ; puis, à partir d'une certaine teneur, elle croît beaucoup plus rapidement et tend vers un maximum ; mais, lorsqu'on approche de ce maximum, la faculté d'allongement diminue tout d'un coup, de sorte que le maximum de résistance se trouve un peu sur la limite des combinaisons utilisables. Avant d'arriver à cette limite, on a une première série d'alliages se travaillant bien, correspondant à peu près à 35 0/0 de zinc ; puis vient une seconde série d'alliages plus durs, cassants à froid, et qui peuvent encore se travailler à chaud. Au delà de 45 0/0 environ de zinc, le métal devient tout à fait aigre, et la résistance tombe brusquement presque à zéro, comme l'allongement. On observe la même allure avec l'étain et l'aluminium, mais les limites sont atteintes plus vite, l'influence durcissante de ces métaux étant plus sensible.

Lorsque l'on arrive à l'autre extrémité de la série, correspondant au métal le moins résistant, on rencontre une seconde région utilisable, en général moins développée, où se trouve un

autre maximum moins accentué. L'addition d'une petite quantité de cuivre à l'étain ou à l'aluminium augmente leur résistance, mais diminue leur malléabilité, de manière qu'au delà d'une certaine limite ils deviennent cassants.

On voit que l'allure de ces courbes rappelle, dans une certaine mesure, la forme complexe à trois branches des courbes de fusibilité, au moins pour les alliages avec l'étain et l'aluminium ; et, si l'on rapproche ces observations de celles faites sur la constitution des alliages, on peut dire, qu'en général, les combinaisons définies paraissent être dures et dépourvues de malléabilité. Les alliages eutectiques semblent être dans le même cas, quoique, peut-être, un peu moins aigres.

Dans la plupart des alliages utilisables, il y aura un élément durcissant, qui pourra être une combinaison définie ou un alliage eutectique, mélangé à un excès d'un des métaux purs qui fournira l'élément malléable. La résistance augmente dans une certaine mesure avec la proportion de l'élément durcissant, mais le métal devient aigre et cassant lorsque ce dernier domine par trop.

#### § 4. — STRUCTURE MICROSCOPIQUE DES ALLIAGES

**327. Types de structure.** — L'examen microscopique des alliages permet, souvent, de distinguer des types de structure plus ou moins en rapport avec les variétés de constitution qu'indique la courbe de fusibilité. La structure sera, en général, homogène pour les combinaisons définies, les alliages eutectiques et les métaux à peu près purs, tandis qu'elle sera plus ou moins porphyrique lorsqu'il y aura mélange de deux corps définis.

**328. Séries du deuxième genre.** — Lorsque l'on a affaire à des alliages où domine l'un des métaux purs, celui-ci se montre parfois en cristaux assez nets. Ainsi la figure 3 Pl. X montre des cristaux d'antimoine dans un alliage de ce métal avec le plomb. A mesure que ce dernier domine, les cristaux deviennent moins nombreux et plus petits. Ils disparaissent quand on arrive à l'eutectique à 13 0/0 d'antimoine, et, au delà,

ce sont des cristallites de plomb qui s'isolent en dessinant des feuilles de fougères.

Dans tous les alliages riches en cuivre, on voit apparaître ce métal sous forme de cristallites donnant un réseau à mailles carrées.

**329. Influence des magmas sur la cristallisation.** — On observe que les cristaux ou les cristallites des métaux purs se manifestent souvent plus nettement lorsque ces métaux sont alliés à une petite quantité de substances étrangères ; ils s'isolent même au sein d'un magma relativement fusible. Ceci explique pourquoi les métaux impurs ou les alliages sont plus sensibles aux effets du recuit ou du chauffage exagéré ; cela tient à ce que la présence du magma fusible facilite la cristallisation.

**330. Structure des eutectiques.** — Les alliages eutectiques sont en général caractérisés par une structure très fine, présentant, soit un aspect granulitique, soit un aspect réticulé, ou encore de petits cristaux enchevêtrés. Ces associations de micro-lithes juxtaposés peuvent produire un aspect lamellaire, ou encore *pegmatoïde*, — ce dernier dû à des cristallites cunéiformes groupés suivant une loi d'orientation déterminée, qui se continue sur toute l'étendue de plages assez vastes, formant parfois une auréole autour de grands cristaux (Pl. IX et X).

Les combinaisons définies peuvent se présenter en grands cristaux avec une structure granitoïde ou cristallitique.

**331. Séries du troisième genre.** — Les alliages du troisième genre présenteront ainsi plusieurs types successifs de constitution ; dans la série Sb Cu, par exemple, on peut distinguer quatre groupes.

Le premier, comprenant les alliages de moins de 25 0/0 de cuivre, montre des cristaux cubiques d'antimoine plus ou moins nombreux, se détachant sur un fond à structure très fine, lequel paraît représenter un eutectique dont la composition se rapproche beaucoup de la formule  $Sb^2 Cu$  ; au delà de 25 0/0, les cristaux d'antimoine disparaissent, et on voit apparaître des cristaux allongés, de couleur violette, devenant de plus en plus nombreux à mesure que l'on s'approche de 60 0/0 : ces cristaux

représenteraient la combinaison définie  $Sb Cu^2$ , le magma environnant étant formé par un mélange intime du même composé avec un excès d'antimoine.

Entre 60 et 70 0/0, on observe une structure granitoïde, où de gros grains violets sont entourés et pénétrés par un mélange de très petits cristaux blancs.

Enfin, au delà de 70 0/0, on voit apparaître, de plus en plus nets, les cristaux cristallitiques de cuivre.

On aurait donc successivement les quatre séries suivantes :

1° Cristaux d'antimoine dans un eutectique formé d'antimoine et de  $Sb Cu^2$  ;

2° Cristaux de  $Sb Cu^2$  dans un alliage également composé de  $Sb Cu^2$  et d'antimoine ;

3° Grains moins bien formés de  $Sb Cu^2$  mélangés à un second eutectique composé de  $Sb Cu^2$  avec un excès de cuivre ;

4° Cristallites de cuivre se développant au milieu du même eutectique.

**332. Alliages avec les métalloïdes.** — Certains composés où entrent des métalloïdes, comme les sulfures, les phosphures, les arséniures, se dissolvent dans les métaux en fusion et donnent des mélanges dont la structure et la constitution sont identiques à celles des alliages. Ainsi, les phosphures de fer, étudiés par M. Stéad, fournissent un des plus beaux exemples de structures porphyrique et pegmatoïde, avec mélanges d'un eutectique et d'une combinaison définie cristallisée (Pl. IX).

## § 5. — ALLIAGES TERNAIRES

**333. Importance des alliages multiples.** — Tout ce que nous venons de dire s'applique aux alliages binaires, dans lesquels il n'y a que deux métaux alliés. Le plus souvent, les alliages employés dans l'industrie sont plus complexes et contiennent au moins trois métaux différents ; on admet, même, qu'il est souvent plus facile d'obtenir un alliage homogène avec l'addition d'un troisième métal. Ceci s'expliquerait presque : cette addition a, en général, pour effet d'augmenter encore la fusibilité ; ce n'est pas, du reste, un principe absolu, car pour

certaines fabrications délicates, comme celles du laiton et du maillechort de guerre, on emploie des métaux très purs, et on réalise de véritables alliages binaires de cuivre avec le zinc ou le nickel seuls. Ces alliages correspondent à des qualités métalliques bien définies, mais, dans l'industrie courante, la plupart des bronzes contiennent un peu de zinc, la plupart des laitons contiennent souvent du plomb.

**334. Mode de représentation graphique.** — On peut représenter les variations des propriétés d'un alliage ternaire au moyen d'un diagramme spécial figurant les lignes de niveau d'une surface.

Si l'on prend un triangle équilatéral, chaque sommet correspondant à l'un des trois métaux, un point quelconque pris dans l'intérieur de ce métal pourra représenter toutes les compositions possibles de l'alliage ternaire. En effet, la somme des trois hauteurs de ces points sera toujours la même ; si on convient que la distance à chacune des trois bases représentera la teneur de l'un des métaux, un point déterminé par sa distance à

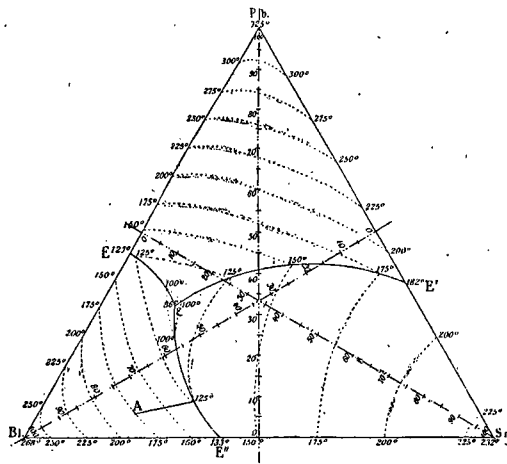


Fig. 137. — Surface de fusibilité des alliages de plomb, d'étain et de bismuth. (Les lignes pointillées sont les isothermes de la surface et les lignes pleines les courbes de minima des points de fusion correspondant aux eutectiques).

deux des côtés donnera bien, pour la troisième distance, le complément des deux autres et, par suite, la proportion du troisième métal (fig. 137).

Si l'on veut représenter, par exemple, la fusibilité, ou encore la résistance, on élèvera en chacun de ces points une perpendiculaire au plan du triangle, sur laquelle on reportera une longueur représentative de la propriété en question.

Les extrémités de ces perpendiculaires formeront une surface continue. On peut avoir une représentation matérielle de cette surface en plantant sur un carton des épingles plus ou moins longues ; on peut la mouler en plâtre, mais ce qu'il y aura de plus simple c'est d'en tracer le plan topographique avec courbes de niveau : lorsque l'on aura inscrit à l'intérieur du triangle un nombre suffisant de points avec les chiffres correspondants, on pourra tracer à la main des courbes, lieux des points correspondant à une même hauteur. Ces surfaces présenteront des sommets et des creux correspondant aux alliages les plus remarquables.

Pour la fusibilité, elles comprendront plusieurs nappes se raccordant suivant des lignes anguleuses correspondant aux alliages d'eutectique ; pour la résistance, elles donneront des sommets indiquant à peu près les compositions les plus favorables et les plus intéressantes (fig. 138). Le plus souvent, ces sommets

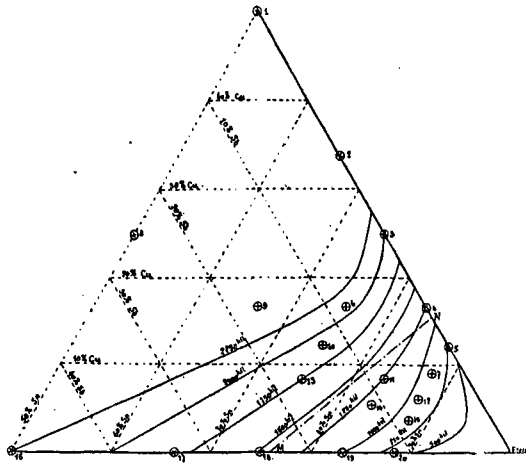


Fig. 138. — Diagramme indiquant la résistance à la compression d'alliages d'étain, de cuivre et d'antimoine riches en étain.

sont relativement voisins de l'une des bases du triangle, c'est-à-dire que l'un des trois métaux intervient d'une manière accessoire pour améliorer les propriétés de l'alliage des deux autres.



**335. Propriétés générales.** — D'une manière générale, l'addition du troisième métal, en quantité limitée, produira sur un alliage ternaire un effet analogue à celui que l'addition d'un second métal produit sur un métal pur : il augmentera sa fusibilité, et aussi sa résistance, mais, lorsqu'on dépassera certaines limites, l'alliage deviendra cassant ; il y aura donc un certain maximum de résistance que l'on pourra réaliser sans nuire à la malléabilité. Cet effet durcissant sera souvent plus sensible sur un alliage que sur un métal pur. Les éléments aigres, comme le bismuth, l'antimoine, l'arsenic, et même le zinc, seront, à quantité égale, d'autant plus nuisibles que l'alliage sera plus complexe ; toutefois, certains éléments pourront quelquefois se neutraliser : ainsi, la présence simultanée du plomb et du zinc atténuera, dans une certaine mesure, l'influence durcissante de ce dernier métal.

**336. Principaux types industriels.** — Les principaux exemples d'alliages ternaires ou complexes employés dans l'industrie sont ceux du cuivre, du fer et les alliages blancs. Dans les alliages du cuivre, on peut obtenir une résistance un peu supérieure à celle du bronze et du laiton en réunissant l'action de l'étain à celle du zinc. Ces alliages triples ont reçu le nom de kalchoïdes.

L'étain n'y figure, en général, qu'en quantité relativement faible. On ajoute souvent, aussi, un peu de plomb pour adoucir l'alliage.

Dans les alliages du fer constituant les aciers spéciaux dont l'emploi devient de plus en plus fréquent, on fait entrer souvent, (outre le manganèse) du nickel et du chrome, — le premier de ces métaux augmentant la ténacité et conservant une certaine malléabilité, tandis que le second augmente plutôt la dureté.

Dans les alliages blancs employés comme métaux d'antifric-tion sous forme de moulages, on combine des métaux relativement fusibles de manière à augmenter leur dureté, et l'on emploie, en général, comme élément durcissant, l'antimoine ou le zinc alliés avec l'étain ou le plomb.

Les compositions les plus favorables paraissent correspondre à une structure porphyrique où des cristaux durs se trouvent englobés dans un magma plus malléable.

Les autres séries d'alliages blancs composés des mêmes élé-

ments sont employées pour fabriquer des objets laminés ou travaillés au tour, et différeront de la précédente parce que les éléments durs y seront en moindre quantité. Les cristaux durcissants y seront alors plus petits, et noyés dans un excès de métaux malléables suffisants pour que l'alliage puisse être travaillé.

La constitution des alliages multiples sera, naturellement, complexe, et l'on n'a pas encore de données bien précises sur ce sujet. L'étude microscopique peut fournir, comme nous venons de le voir, des indications pratiques intéressantes sur leur structure ; mais cette structure n'est pas plus variée que celle des alliages binaires. On n'y distinguera, en général, qu'au plus deux sortes de substances, et elle ne traduira pas du tout la complexité de la composition chimique.

## § 6. — FABRICATION DES ALLIAGES

**337. Procédés ordinaires.** — Dans la fabrication des alliages, il y a deux points importants, qui sont d'assurer l'homogénéité et d'éviter l'oxydation.

En général, on commence par fondre le métal le plus réfractaire, puis on lui ajoute les autres, qui peuvent avoir été fondus à part et qui sont plutôt mis en fragments solides s'ils sont assez fusibles. Ainsi, on préparera les bronzes et les laitons en fondant d'abord le cuivre, puis en ajoutant, à la fin, l'étain et le zinc ; celui-ci ne doit être ajouté qu'au dernier moment, à cause de sa facilité à s'oxyder et à se volatiliser. Lorsque, au contraire, on veut ajouter de petites quantités de cuivre à un alliage fusible, on fond le cuivre et les autres éléments à part, et on verse le cuivre dans l'alliage.

Souvent, lorsque les métaux sont assez difficiles à bien incorporer, on commence par préparer un alliage intermédiaire ; c'est ainsi que les alliages de cuivre et de nickel se préparent en ajoutant au cuivre fondu un alliage à parties égales des deux métaux que l'on a préalablement fondu et grenillé. Il est bon d'employer ce procédé toutes les fois que l'on veut incorporer un métal relativement peu fusible ; on opère de cette manière, par exemple, pour les bronzes au manganèse.

Souvent on introduit, dans le mélange, des alliages de combinaisons variables afin d'utiliser de vieilles matières : ainsi, on refond les vieux bronzes et les vieux laitons avec une certaine quantité de métaux neufs. Ce procédé est plutôt favorable à l'homogénéité, mais, pour obtenir des alliages de bonne qualité, il faut que la matière ait été parfaitement analysée ; en outre, on doit se préoccuper de l'état d'oxydation partielle où ces matériaux peuvent se trouver et y remédier en employant un procédé de raffinage. C'est pourquoi, dans la préparation des alliages de qualité supérieure, on préfère souvent n'employer que des métaux purs.

Dans le dosage, il faudra tenir compte de la perte à la fusion, qui dépend beaucoup de la manière d'opérer : cette perte peut atteindre facilement 5 à 10 0/0 de l'étain et surtout du zinc dans les laitons et dans les bronzes.

**338. Moyens d'assurer l'homogénéité.** — Pour assurer l'homogénéité, il faut, en général, brasser l'alliage fondu et ne le couler qu'à une température peu supérieure à celle de sa solidification, de manière à ce que des liquations n'aient pas le temps de se produire dans le moule.

Avec des métaux difficiles à incorporer, on ne peut assurer l'homogénéité que par plusieurs refontes : ainsi, pour les bronzes au manganèse, on fera un premier alliage riche, qui sera grenailé, puis refondu avec addition de cuivre et de bronze ; ce nouvel alliage sera encore grenailé et refondu, et cette opération pourra même se répéter plusieurs fois.

Il est possible que, dans certains cas, un recuit très prolongé à basse température soit de nature à améliorer l'homogénéité ; en effet, les métaux jouissent de la propriété de se diffuser l'un dans l'autre, même à l'état solide. C'est un phénomène encore mal étudié, et l'application de ce genre de recuit serait très délicate ; il faudrait éviter avec soin d'atteindre les températures auxquelles peuvent se former des eutectiques relativement fusibles, car la chaleur provoquerait au contraire, alors, des liquations : mais, si on limitait la température au degré qui peut faciliter la diffusion, il y aurait peut-être là un moyen, qui mériterait d'être étudié, d'améliorer les alliages.

**339. Effets de l'oxydation. Raffinage.** — La présence de

l'oxygène dans les métaux a souvent une influence fâcheuse sur leurs propriétés, et l'action de certaines impuretés sur les alliages peut être très différente suivant qu'elles sont à l'état d'oxyde ou de combinaisons métalliques. Pour éviter l'oxydation pendant la fusion, on peut fondre les métaux sous une couche de sel ou de scories : on peut employer, suivant la fusibilité, le verre poli, le borax, les chlorures alcalins, parfois les chlorures d'ammoniaque et de zinc, qui agissent comme dissolvants des oxydes. Souvent, aussi, on ajoute à la surface une couche de charbon de bois pulvérulent.

On n'évitera jamais complètement la présence des oxydes, si les métaux qu'on emploie n'en sont pas tout à fait exempts ; il faut alors y remédier par un raffinage, en faisant agir, à la fin, un corps capable de réduire les oxydes métalliques. On peut obtenir ce résultat par un perchage, en plongeant dans l'alliage fondu des perches de bois qui prennent feu et agissent comme réducteurs par le carbone et l'hydrogène.

Ce procédé a l'avantage de brasser, en même temps, le bain, mais le dégagement de gaz peut provoquer des soufflures, et la réduction est rarement complète ; on obtient, en général, de meilleurs résultats en ajoutant, dans le métal, des corps capables de se dissoudre sans produire de gaz.

On peut employer le silicium, le phosphore, les métaux alcalins, le magnésium, l'aluminium, le manganèse ; le zinc lui-même joue, jusqu'à un certain point, ce rôle vis-à-vis du cuivre et du plomb. L'influence réductrice de ces métaux varie à peu près dans le même ordre que celui où nous les avons énumérés.

Ce mode de raffinage rend de grands services dans la fabrication des bronzes : ainsi, les bronzes au phosphore ou au silicium ne contiennent que des traces de ces corps, et ils doivent leurs propriétés surtout à ce qu'ils ont été désoxydés.

En général, l'agent de raffinage disparaîtra presque complètement ; néanmoins, pour assurer le raffinage complet, on sera obligé d'en ajouter un léger excès ; il pourra en rester des traces de nature à modifier les propriétés de l'alliage : il faudra donc tenir compte de son influence à ce point de vue. Les corps relativement volatils ou très oxydables sont ceux qui s'élimineront le mieux.

Il peut encore arriver que l'oxyde formé ne s'incorpore pas

complètement à la scorie, et qu'il en reste des parcelles enfermées dans le métal : à ce point de vue, les métaux alcalins, qui forment des oxydes fusibles, seront préférables aux autres, et même dans l'acier, le manganèse, qui forme un oxyde fusible, peut être d'un emploi plus commode que l'aluminium, quoique ce dernier ait une influence réductrice plus énergique. Pour chaque cas particulier, il faudra tenir compte de toutes ces considérations dans le choix du réactif et la manière d'opérer : ainsi, les réactifs donnant des oxydes infusibles devront être ajoutés à une température assez forte pour que le métal soit bien liquide et que les oxydes puissent se séparer.

## § 7. — MÉTAUX COMPLEXES

### **340. Distinction des alliages et des métaux complexes.**

— Au point de vue pratique, on peut distinguer les véritables alliages et ceux que nous appellerons les métaux complexes.

Les premiers sont ceux où les différents métaux sont en proportion assez importante pour modifier, d'une manière notable, leurs propriétés et créer, en quelque sorte, un corps industriel nouveau, essentiellement distinct de chacun des métaux composants.

Les seconds sont ceux où l'un des métaux se trouve en quantité prépondérante et où les autres ne jouent, en quelque sorte, qu'un rôle accessoire venant modifier, dans une limite restreinte, les propriétés du métal principal.

On peut dire que les métaux complexes se rencontrent dans l'industrie beaucoup plus souvent que les métaux purs, car ces derniers sont relativement difficiles à obtenir. Il y a donc presque toujours, dans les métaux industriels, des traces de substances étrangères suffisantes pour modifier sensiblement leurs propriétés ; et, très souvent, on en introduit exprès pour obtenir certaines modifications favorables.

**341. Influence générale des impuretés.** — En règle générale, presque toutes les substances étrangères auront pour effet, dans les métaux complexes, d'augmenter la fusibilité et la résistance, mais de diminuer la malléabilité. Il faudra donc

limiter leurs proportions au point où le métal deviendrait trop cassant, mais leur présence sera utile, dans une certaine mesure, lorsqu'on recherchera la résistance ; c'est ainsi que le fer est le plus souvent employé sous la forme d'acier, où entrent à la fois du carbone et du manganèse, et souvent d'autres métaux, tels que le nickel et le chrome. Le cuivre est employé très souvent sous forme de bronze ou de laiton, alors qu'à l'état pur il ne peut pour ainsi dire pas se mouler.

**342. Emplois spéciaux des métaux purs.** — Les métaux purs ne seront recherchés que lorsqu'on voudra les soumettre à un mode de travail ou d'emploi qui exige le maximum de malléabilité : c'est ainsi que l'on recherchera le cuivre pur pour la fabrication de tôle de chaudronnerie, des tuyaux qui doivent se plier facilement, et des fils électriques ; dans ce dernier cas, il y a un motif spécial, c'est que les fils électriques doivent présenter une grande conductibilité, qui ne peut s'obtenir qu'avec le cuivre tout à fait pur.

Le fer doux, qui est presque du fer pur, est recherché pour la fabrication des tôles et, en général, de toutes les pièces qui doivent plier sans se rompre.

Le plomb est également employé à l'état de pureté, parce qu'on ne recherche pas dans ce métal la résistance mais, au contraire, la malléabilité, — son usage étant principalement de faire des feuilles ou des tuyaux destinés à être pliés.

Le zinc étant, par nature, un peu cassant, est très sensible à l'action des substances étrangères, et on recherchera aussi les qualités relativement pures.

Il y a un cas spécial où l'on recherche encore la pureté dans les métaux, c'est lorsqu'ils sont destinés à fabriquer certains alliages. Les alliages sont, en effet, plus sensibles à l'action des substances étrangères, et il importe de ne pas en introduire en excès ; aussi, dans toutes les fabrications d'alliages soignés, emploie-t-on des matières premières aussi pures que possible.

En dehors de ces cas, les métaux complexes sont souvent préférables, dans la pratique, aux métaux purs.

**343. Action spéciale de certains corps.** — Chaque corps a généralement, dans les métaux complexes, une influence caractéristique, qui reste toujours à peu près la même, tout en

s'exerçant à un degré plus ou moins prononcé, suivant la nature du métal principal.

**344. Corps aigrissants.** — A ce point de vue, on peut distinguer, d'abord, les corps aigrissants, qui sont surtout les métalloïdes et les métaux peu malléables. Dans les alliages ordinaires, ce rôle est joué par le bismuth, l'antimoine, l'arsenic et le zinc ; il peut être joué aussi, dans une certaine mesure, par l'oxygène et l'hydrogène, mais les effets de ce dernier corps sont encore mal connus. Dans les aciers, le même rôle est joué par le phosphore et le soufre.

Tous ces corps deviendront, en général, nuisibles à de très petites doses, à moins que l'on ne cherche à faire des alliages durs et non malléables ; c'est ainsi que l'antimoine et le zinc peuvent être utilisés dans les alliages d'antifriction. Quelquefois aussi, pour les moulages où l'on recherche la fusibilité, on emploie la fonte de fer riche en arsenic ou en phosphore. Mais, dans les métaux destinés à être travaillés, ces substances devront se trouver en quantité très faible, et il sera rare qu'on les introduise intentionnellement.

Elles sont du reste inégalement nuisibles. Ainsi les quatre métaux : bismuth, antimoine, arsenic et zinc, sont rangés à peu près dans l'ordre de leur influence aigrissante, c'est-à-dire que les premiers sont ceux dont la plus faible proportion suffira pour rendre un métal cassant. Cette action est d'autant plus énergique que le métal auquel on les ajoute est, par lui-même, moins malléable. Ainsi, elle sera plus sensible sur l'acier que sur le fer, et encore moindre sur le cuivre ou sur les métaux mous, comme le plomb et l'étain.

**345. Corps durcissants.** — On peut appeler durcissants les corps qui augmentent la résistance sans diminuer trop vite la malléabilité.

Ce rôle peut être joué, quelquefois, par les substances précédentes, employées dans de certaines limites ; ainsi par le zinc vis-à-vis des métaux malléables, comme le cuivre.

La plupart des métaux malléables peuvent jouer ce rôle vis-à-vis les uns des autres : ainsi le nickel, l'aluminium, l'étain et le zinc peuvent être employés pour durcir le cuivre.

Le manganèse, le nickel, le chrome, le cuivre lui-même, peuvent servir à durcir le fer et les aciers.

Le cuivre et le zinc peuvent servir à durcir des métaux mous, tels que le plomb, l'étain et leurs alliages.

L'étain peut servir à augmenter la résistance du plomb.

**346. Relation entre ces propriétés et le volume atomique.** — On peut remarquer que l'influence durcissante ou aigrissante paraît appartenir surtout aux corps qui ont un volume atomique plus élevé que le métal auquel on les ajoute. Cela ressort de la liste des volumes atomiques que nous donnons plus loin ; presque toujours chacun des corps a une influence durcissante vis-à-vis des métaux placés après lui, dans cette liste, et, dans bien des cas, on peut remarquer que l'influence des différents corps augmente avec leur volume atomique : tel est le cas pour cette série du bismuth, de l'antimoine, de l'arsenic et du zinc.

Le phosphore et l'arsenic, qui aigrissent beaucoup le fer, ont un volume atomique très supérieur, tandis que le chrome, qui les durcit modérément, a un volume atomique voisin de celui du fer.

Cette remarque s'étend même, dans une certaine mesure, aux propriétés des corps purs ; ainsi, les métalloïdes, qui ont généralement un volume atomique élevé, ne sont pas malléables.

Les métaux aigres correspondent à des volumes atomiques assez forts, les métaux résistants et malléables, comme le cuivre, le fer, le nickel, à des volumes atomiques moyens, voisins de 7, et les métaux mous plutôt à des volumes atomiques faibles.

Il y a, cependant, exception pour le plomb, qui a un volume atomique assez élevé, et pour le carbone, qui durcit le fer bien qu'il ait un volume atomique plus faible ; mais, dans ce dernier cas, il se produit des combinaisons chimiques, et les effets des différents corps sur l'acier sont beaucoup plus complexes.

**347. Corps adoucissants.** — Enfin, on peut distinguer certains corps qui, dans les métaux complexes, jouent un rôle adoucissant, quoique cet effet soit assez rare ; tel est le cas du plomb dans la plupart des alliages fusibles : ajouté au bronze, même en petite quantité, il paraît les adoucir ; et de même, vis-à-vis du fer, le nickel, tout en augmentant la résistance, paraît

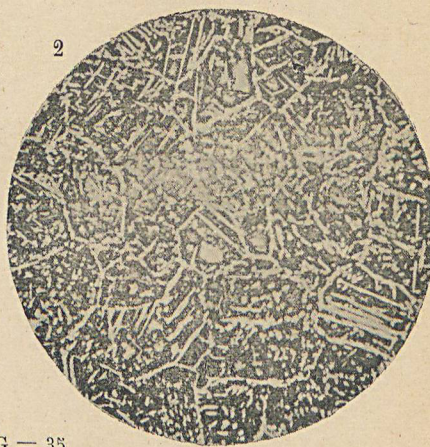
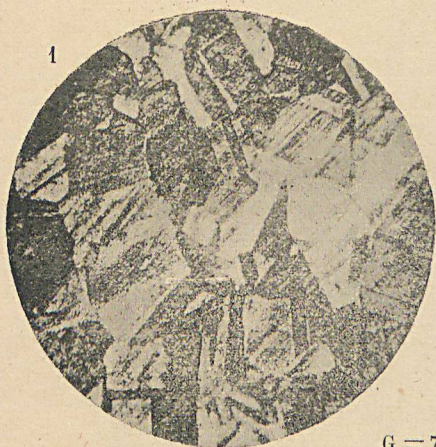


avoir une tendance à augmenter en même temps la malléabilité.

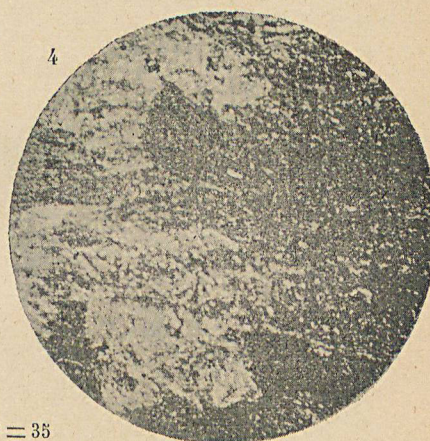
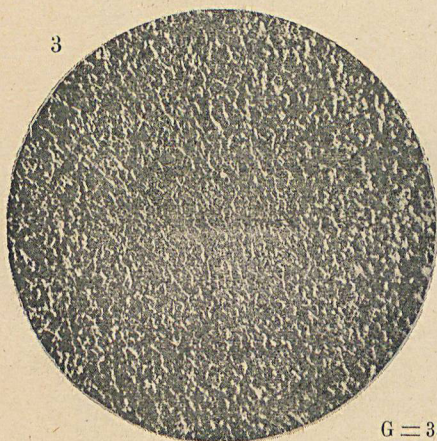
**348. Actions mutuelles des impuretés.** — L'action d'additions multiples produit souvent des effets analogues à ceux de chaque substance séparée ; cependant, dans certains cas, elles paraissent pouvoir s'atténuer mutuellement. C'est ainsi que l'action aigrissante de l'arsenic et de l'antimoine, dans le cuivre, peut être atténuée, dans une certaine mesure, par la présence de l'oxygène ; mais, dans ce cas, il se produit sans doute des combinaisons chimiques différentes. Ce dernier phénomène est trop complexe et encore trop mal étudié pour qu'on puisse formuler aucune règle générale.



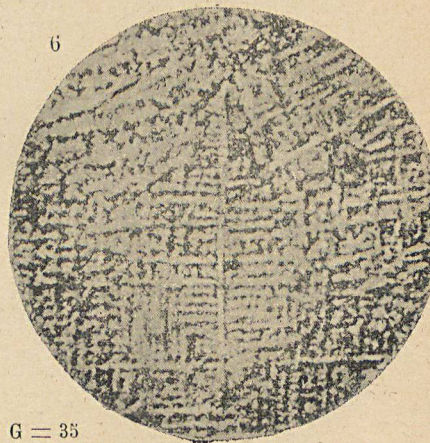
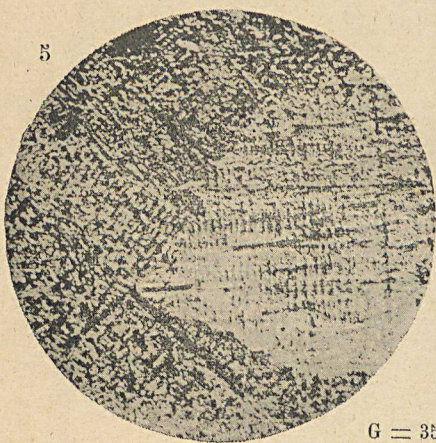
# PHOTOGRAMMES



G = 70   G = 35



G = 35   G = 35



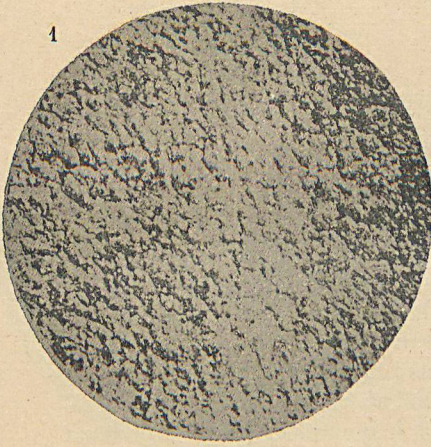
G = 35   G = 35

## LÉGENDE DE LA PLANCHE I

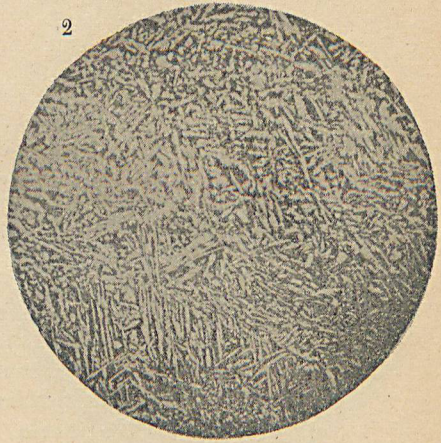
- Fig. 1. — *Laiton recuit montrant la structure polyédrique.* — Les bandes parallèles inégalement éclairées qui partagent la surface d'un même polyèdre sont, sans doute, l'indice de macles comme on en voit souvent dans beaucoup de cristaux naturels, c'est-à-dire de lamelles diversement orientées et accouplées suivant une loi déterminée. Il est à remarquer que ces cristaux se sont formés pendant le recuit, c'est-à-dire par agrégation des molécules du métal à l'état solide.
- Fig. 2. — *Bronze manganésé fondu.* — Les lignes blanches dessinent le contour extérieur des métaux et en montrent la structure intérieure lamellaire : c'est ce que l'on appelle des squelettes de métaux. La structure d'ensemble est donc à peu près la même que dans l'ensemble précédent, seulement le métal est moins homogène : l'intérieur des cristaux s'est sans doute solidifié plus tard, il est moins compact et s'est corrodé plus vite, de sorte qu'il correspond à des parties creuses qui ne s'éclairent pas. Il peut, du reste, être constitué par un alliage plus fusible que celui qui s'est consolidé le premier.
- Fig. 3. — *Bronze ordinaire, structure grenue.* — Les grains sont de dimensions moyennes, beaucoup plus petits que les cristaux des figures précédentes ; ils ont perdu toute trace de forme cristalline. Leur contour est mis en évidence par la corrosion des surfaces de joints.
- Fig. 4. — *Cuivre imparfaitement affiné.* — La plaque montre des grains très petits, de forme irrégulière, avec des plages diversement éclairées, qui indiquent, peut-être, une division en grands polyèdres. Les aspects de ce genre se montrent souvent par suite d'une attaque trop forte de l'échantillon, et il est possible qu'ils ne mettent pas en évidence la véritable structure.
- Fig. 5 et 6. — *Bronze phosphoreux refondu.* — On y voit les dendrites formées par des cristallites de cuivre orientées suivant un réseau à angle droit ; l'orientation variable de ce réseau fait voir les limites de plusieurs polyèdres. La figure 6 montre une dendrite arborescente de dimension plus grande ; les petits points ronds qu'on voit par place sur ces deux figures sont des sections de cristallites perpendiculaires à la plaque.

(D'après M. Guillemin.)

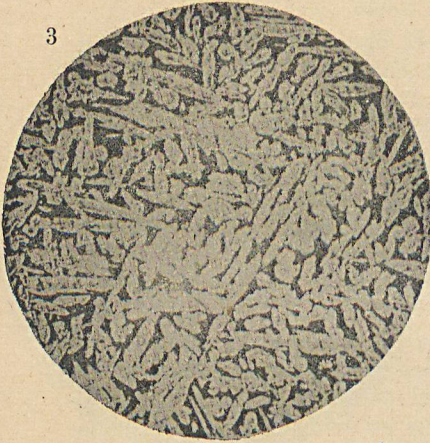
1



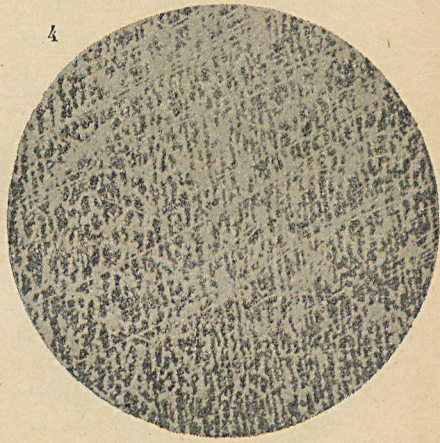
2



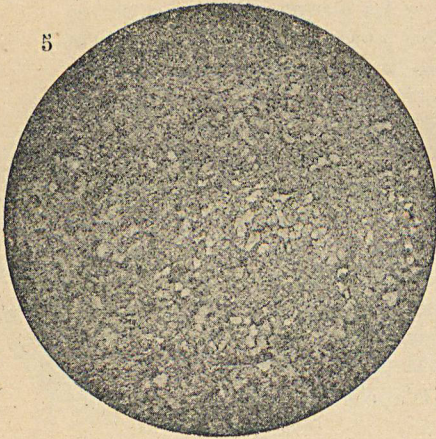
3



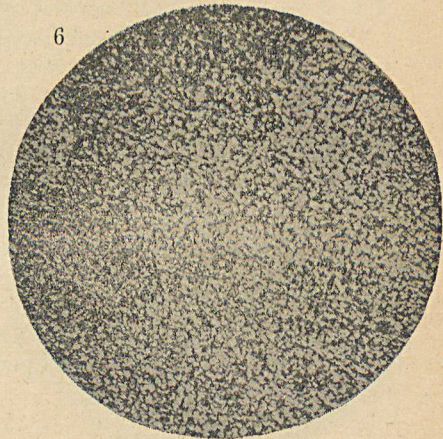
4



5



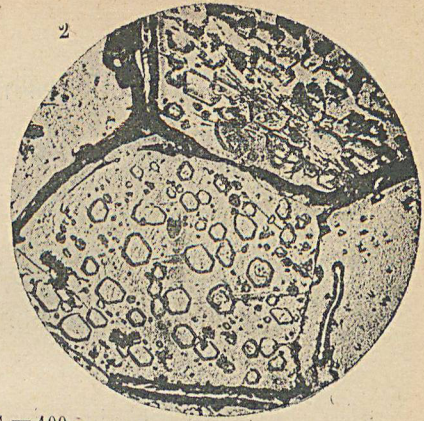
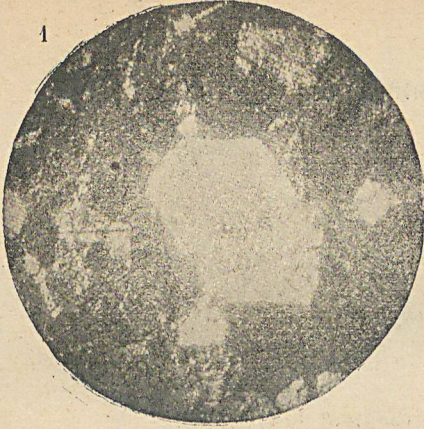
6



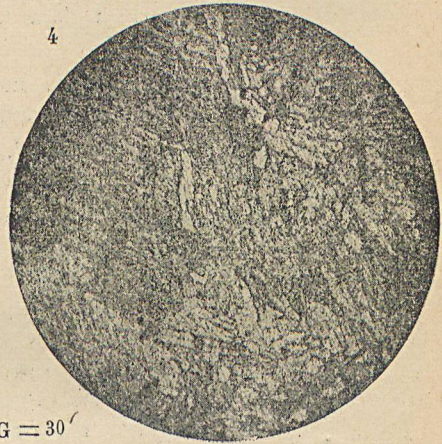
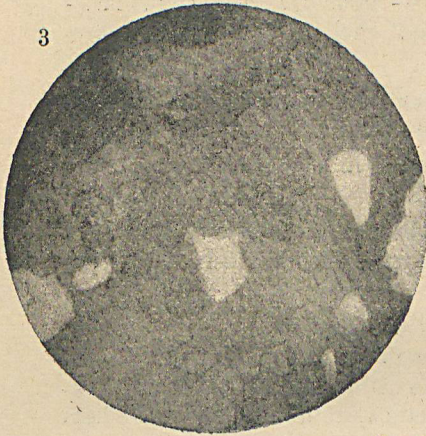
## LEGENDE DE LA PLANCHE II

- Fig. 1. — *Bronze coulé trop chaud et présentant des piqûres.*
- Fig. 2. — *Bronze manganésé dur fondu.* — Structure cristallitique montrant une série de lames, tantôt enchevêtrées, tantôt parallèles.
- Fig. 3. — *Bronze mi-dur fondu,* montrant une structure analogue à la précédente, mais beaucoup plus grossière.
- Fig. 4. — *Le même, laminé à chaud,* montre l'influence du laminage, qui a déformé et orienté les cristaux.
- Fig. 5. — *Le même, estampé.* — L'effet de l'estampage a été de déformer les cristaux sans les orienter et de donner une structure grenue régulière.
- Fig. 6. — *Bronze au manganèse et au titane, structure feutrée.* — On distingue encore par places la structure lamellaire primitive, mais la plupart des grains sont plus ou moins courbés et enchevêtrés les uns dans les autres. Cette structure est fréquente dans les métaux forgés résistants.

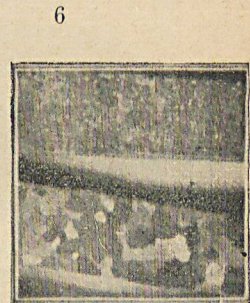
(D'après M. Guillemin.)



G = 100



G = 12 G = 30



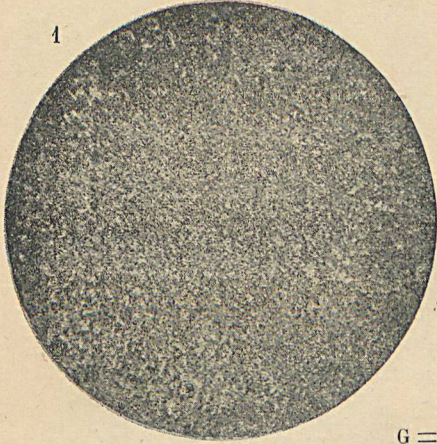


## LÉGENDE DE LA PLANCHE III

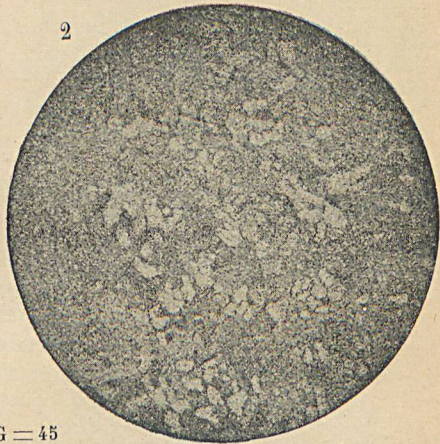
- Fig. 1. — *Structure porphyrique, alliage de plomb et de bismuth soudé.* — On remarquera que le cristal central s'est développé en empiétant sur la ligne de soudure qui suit le diamètre horizontal du cercle ; sa formation s'est donc continuée après la solidification.
- Fig. 2. — *Cadmium coulé sur verre.* — On voit au milieu des grands cristaux des inclusions dont la plupart sont des petits cristaux de même forme. On peut observer un phénomène analogue sur le fer, qui montre souvent au milieu des gros grains des files de rectangles noirs, emboîtés les uns dans les autres, représentant des cristaux négatifs, c'est-à-dire de petits octaèdres dissous par le réactif qui a servi à l'attaque.
- Fig. 3. — *Plomb fondu,* montrant la structure granitoïde à polyèdres plus ou moins arrondis.
- Fig. 4. — *Le même, écroui ;* les grains ont été brisés et résolus en grains beaucoup plus petits.
- Fig. 5. — *Plaque d'étain,* montrant la cristallisation.
- Fig. 6. — *Plaque d'étain écroui et plaque recuite ;* on voit que le recuit a reformé la structure cristalline, complètement effacée par l'écrouissage.

(D'après MM. Ewing et Rosenhaim.)

1

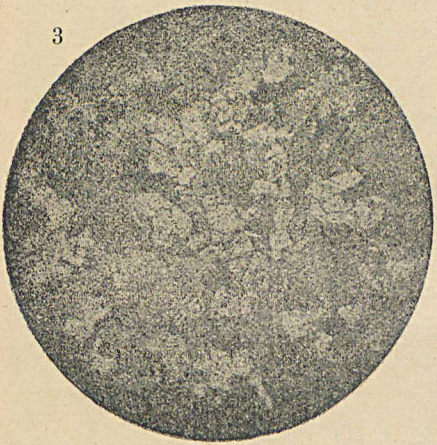


2

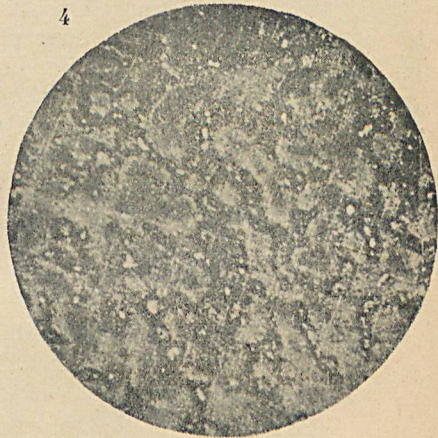


G = 45 G = 45

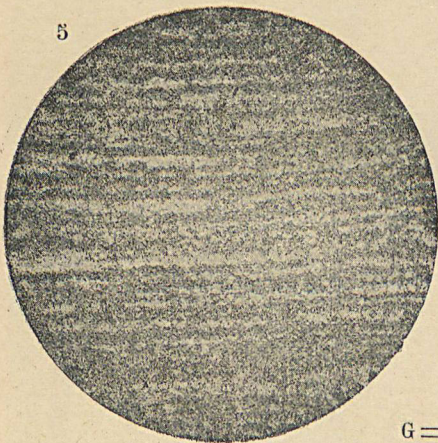
3



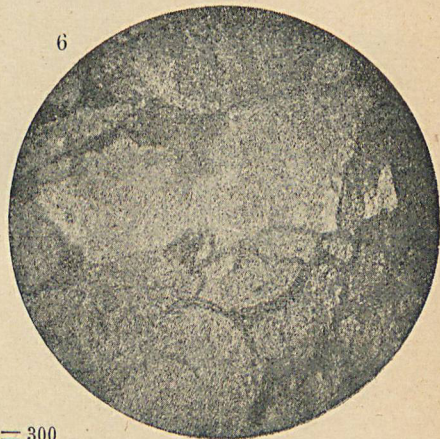
4



5



6



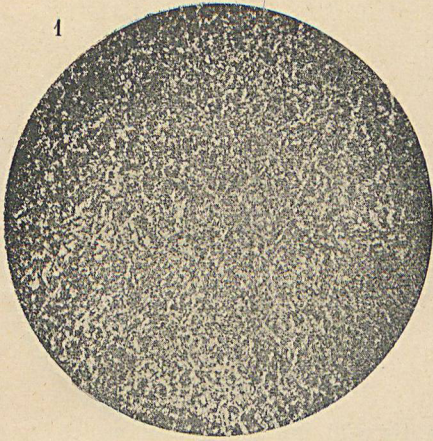
G = 45 G = 300

## LÉGENDE DE LA PLANCHE IV

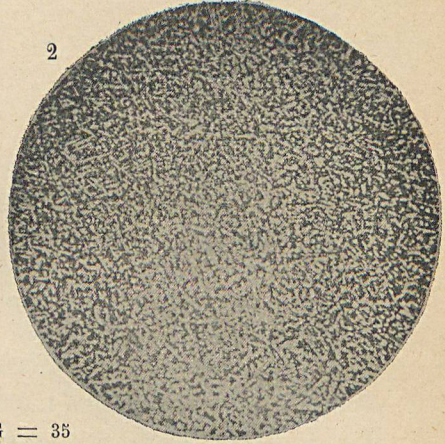
- Fig. 1. — *Acier doux forgé*, montrant la structure grenue, régulière et fine.
- Fig. 2. — *Le même*, recuit à 1.000°.
- Fig. 3. — *Le même*, recuit à 1.100°.
- Fig. 4. — *Le même*, recuit à 1.390°. — On voit que la dimension des grains a augmenté progressivement, et qu'après le dernier recuit la structure est devenue cristalline et lamellaire. Le métal est brûlé et a perdu les qualités que lui avait données le travail à bonne température.
- Fig. 5. — *Le même, trempé*. — Les tensions déterminées par le refroidissement brusque et la contraction inégale ont produit un effet analogue à celui de l'écroutissage et orienté les grains en files parallèles.
- Fig. 6. — Cette figure montre à plus grande échelle les grains de la figure 2.

(D'après M. Osmond.)

1

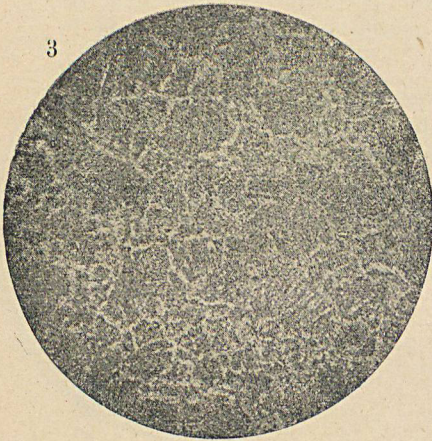


2

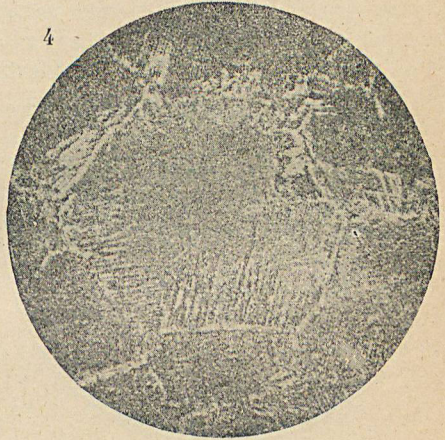


G = 35

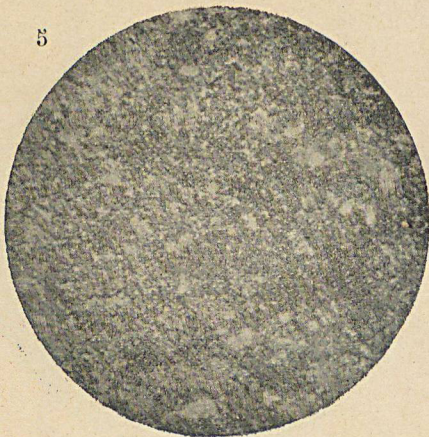
3



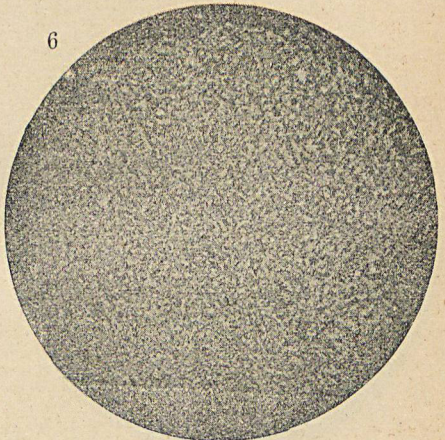
4



5



6

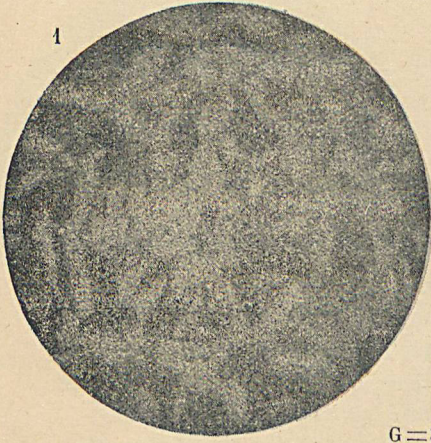


## LÉGENDE DE LA PLANCHE V

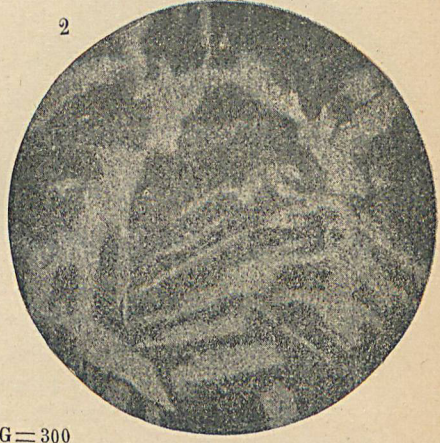
- Fig. 1. — *Acier mi-dur forgé*. — Structure finement grenue, mais conservant des traces de la structure cristalline.
- Fig. 2. — *Le même*, recuit à 750°. — La structure finement grenue et feutrée est devenue plus régulière, et les traces de cristallinité ont disparu. Ce recuit a amélioré le métal.
- Fig. 3. — La structure cristalline a reparu, et il s'est formé des squelettes de cristaux ; le métal commence à se brûler.
- Fig. 4. — *Le même*, recuit à 1.300°. — La structure est devenue grossièrement cristalline, le métal est complètement brûlé.
- Fig. 5. — *Le même*, trempé. — Grain fin et régulier : structure microgranulitique.
- Fig. 6. — *Le même*, vu en lumière oblique. — L'éclairage oblique fait ressortir les grains très fins, invisibles en lumière verticale.

(D'après M. Osmond.)

1

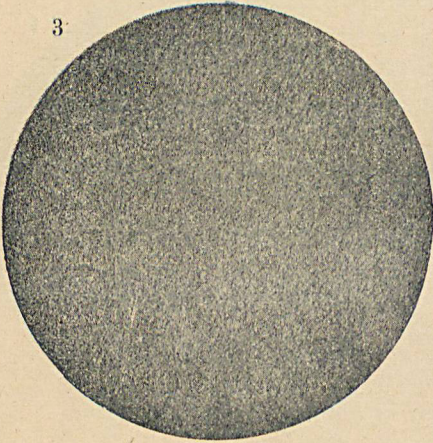


2

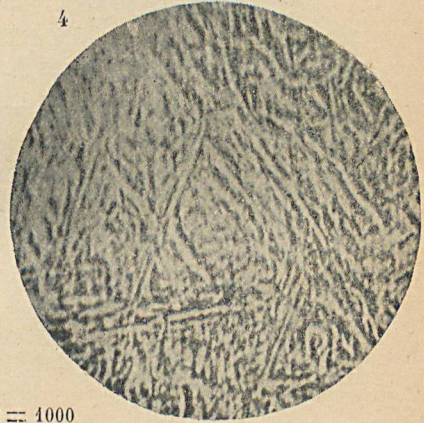


G = 300 G = 300

3

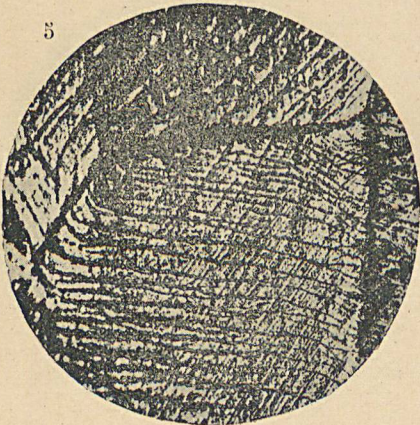


4

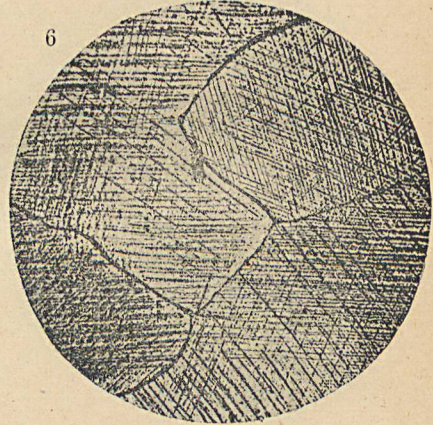


G = 1000

5



6



## LÉGENDE DE LA PLANCHE VI

- Fig. 1. — Montrant, à une plus grande échelle, les grains feutrés de l'acier mi-dur forgé.
- Fig. 2. — Montrant, au même grossissement, la structure cristalline de l'acier recuit à  $1.100^{\circ}$ .
- Fig. 3. — *Acier dur trempé*, structure felsitique presque amorphe.
- Fig. 4. — *Acier dur trempé*, montrant la martensite. — Structure lamellaire orientée suivant trois directions et qui n'est visible que par de forts grossissements et des préparations très soignées.

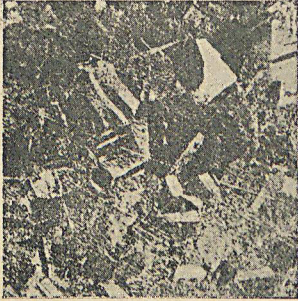
(D'après M. Osmond.)

Fig. 5. — Lignes de glossement dans le fer étiré.

Fig. 6. — *Id.* dans le plomb.

(D'après MM. Ewing et Rosenhaim.)

1



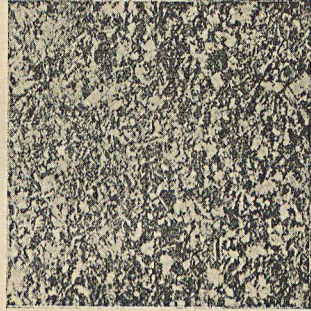
2



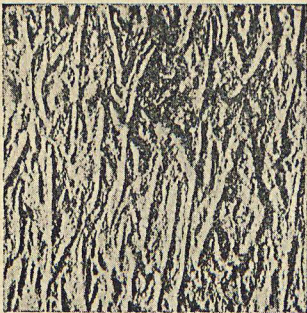
3



4



5



6



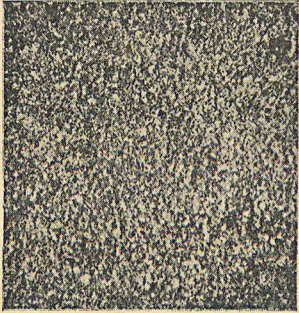


## LÉGENDE DE LA PLANCHE VII

- Fig. 1. — *Laiton en planche*, recuit. — 67 0/0 de cuivre.  
Fig. 2. — *Le même*, après une passe de laminage.  
Fig. 3. — *Le même*, après deux passes de laminage.  
Fig. 4. — *Le même*, après trois passes de laminage.  
Fig. 5. — *Alliage à 70 0/0 de cuivre*. — Ecroui par laminage.  
Fig. 6. — — 80 0/0 — —

(D'après M. Charpy.)

1



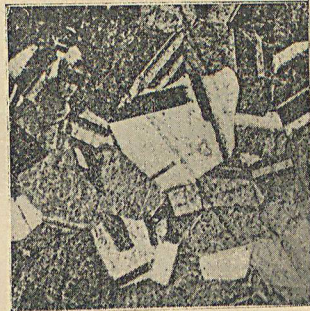
2



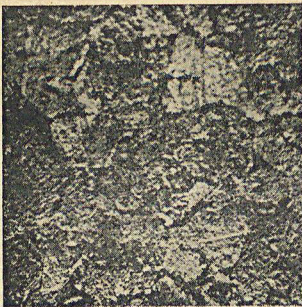
3



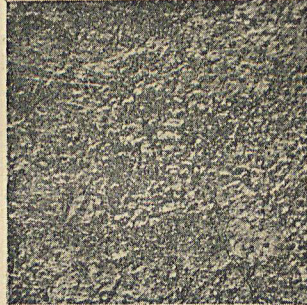
4



5



6

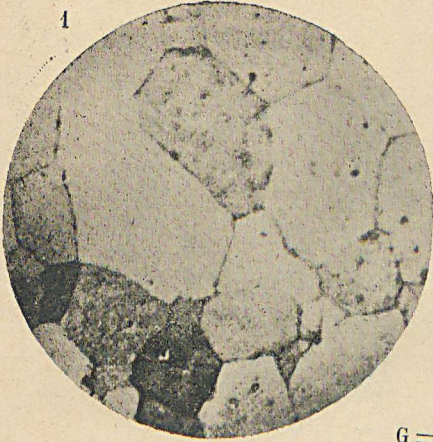


## LÉGENDE DE LA PLANCHE VIII

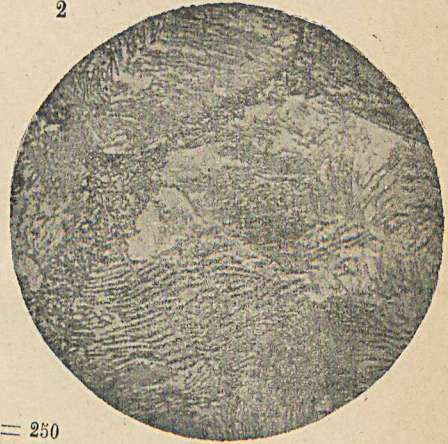
- Fig. 1. — *Alliage* à 70 0/0 de cuivre. — Recuit à 500°.  
Fig. 2. — — 70 0/0 — — 600°.  
Fig. 3. — — 70 0/0 — — 700° pend. une heure.  
Fig. 4. — — 70 0/0 — — 800°.  
Fig. 5. — *Laiton industriel*. — Recuit à 900°.  
Fig. 6. — *Alliage* à 80 0/0 de cuivre. — Recuit vers 1.000°.

(D'après M. Charpy.)

1

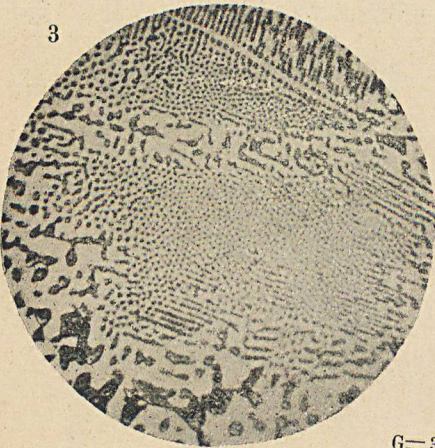


2

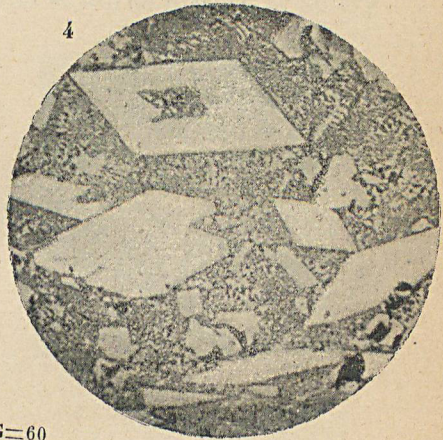


G = 50 G = 250

3

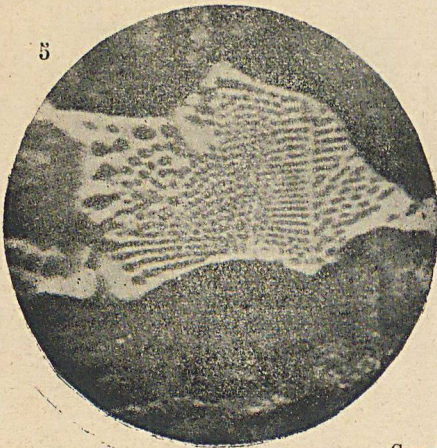


4

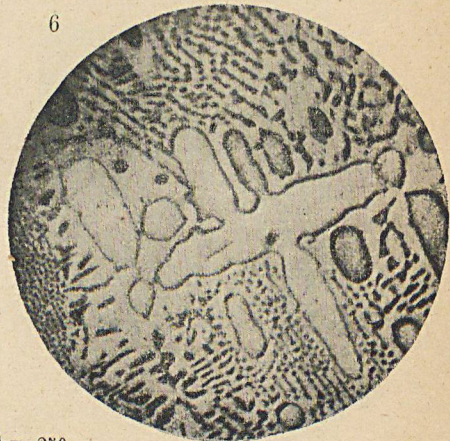


G = 350 G = 60

5



6



G = 400 G = 250

## LÉGENDE DE LA PLANCHE IX

- Fig. 1. — *Acier phosphoreux à structure polyédrique.* — Le phosphore de fer paraît être dissous uniformément dans le fer.
- Fig. 2. — *Fer à 1,8 0/0 de phosphore.* — On distingue des grains de fer entourés par un magma finement lamellaire qui représenterait l'alliage eutectique de fer et de phosphore solidifié le dernier.
- Fig. 3. — *Fer contenant 10,2 0/0 de phosphore.* — Cette composition correspondrait à peu près à l'alliage eutectique dont on voit la structure pegmatoïde.
- Fig. 4. — *Fer à 13 0/0 de phosphore.* — Structure porphyrique avec cristaux de phosphore défini  $\text{Fe}_3\text{P}$  entouré par l'alliage eutectique.
- Fig. 5 et 6. — Ces deux figures montrent les détails de structure de l'alliage eutectique.

(D'après M. Stead.)

1



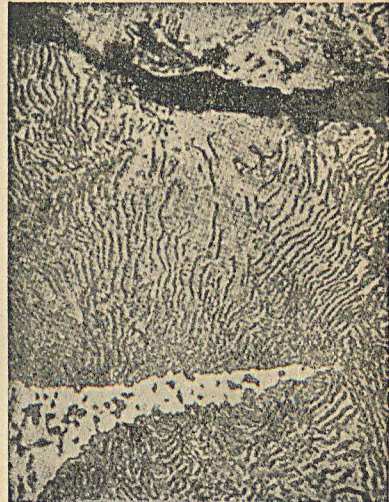
2



3



4



## LÉGENDE DE LA PLANCHE X

- Fig. 1. — *Alliage d'aluminium et de cuivre.* — Cristaux de la combinaison définie Al<sup>2</sup>Cu enveloppés d'une faible proportion d'alliage eutectique de cette même combinaison avec l'aluminium.
- Fig. 2. — *Mélange d'aluminium avec l'alliage eutectique désigné ci-dessus.*
- Fig. 3. — *Alliage de plomb et d'antimoine coulé sur plaque de mica.* — Structure porphyrique montrant les cristaux d'antimoine au milieu d'un magma lamellaire formé par l'alliage eutectique des deux métaux.
- Fig. 4. — *Fonte grise.* — Structure vermiculaire formée par les lamelles courbes de graphite.





## ANNEXES

---

**Chaleur de formation des composés des métalloïdes pour le poids en grammes représenté par la formule atomique.**

Substances	Symboles	Produits	Chaleur de formation	
			Pour le poids représenté par la formule atomique	par 1 kilogram. de substance employée
Hydrogène.....	H	$H_2O$	68	34.000
Carbone .....	C	$CO_2$	93 à 96	7.700 à 8.000
— .....	—	CO	20,6	2.470
Oxyde de carbone .....	CO	$CO_2$	68	2.430
Soufre.....	S	$SO_2$	71 à 73	2.200 à 2.300
— .....	—	$SO_3$	92	»
Phosphore.....	Ph	$P_2O_5$	356	5.700
Arsenic.....	As	$As_2O_3$	155	1.030
— .....	—	$As_2O_5$	219	1.460
Silicium.....	Si	$SiO_2$	181	7.830

CORPS SIMPLES — Métalloïdes et métaux	DENSITÉ	POIDS ATOMIQUE		ÉQUIVALENTS CHIMIQ. correspondant à $Eq = 96.435$ coulombs		ÉQUIVAL. électro- chimiques correspon- dant à 1 coulomb $eq = \frac{eq}{Eq}$
		Symboles	Poids de l'atome $P_a$	Symboles	Poids de l'atome $eq$	
					grammes	milligr.
Aluminium ....	2,67	Al	27,08	1/2 Al	13,54	0,1404
Antimoine.....	6,72	Sb	120,30	Sb	120,30	1,248
Argent.....	10,47	Ag	107,93	Ag	107,93	1,1192
Arsenic.....	5,67	As	75	As	75	0,778
Azote.....	0,967	Az	14,04	Az	14,04	0,1446
Baryum.....	3,6	Ba	137,10	1/2 Ba	68,55	0,7119
Bore.....	2,65	Bo	11	Bo	11	0,1141
Brome.....	2,97	Br	79,96	Br	79,96	0,8292
Bismuth.....	9,82	Bi	208	Bi	208	2,157
Cadmium.....	8,69	Cd	112,10	1/2 Cd	56,05	0,5812
Calcium.....	1,58	Ca	40	1/2 Ca	20	0,2074
Carbone.....	3,52	C	12	1/2 C	6	0,0622
Chlore.....	2,491	Cl	35,46	Cl	35,46	0,3677
Chrome.....	6,92	Cr	52,20	1/2 Cr	26,10	0,2707
Cobalt.....	7,81	Co	58,90	1/2 Co	29,45	0,3054
Cuivre.....	8,95	Cu	63,30	1/2 Cu	31,65	0,3282
Étain.....	7,29	Sn	118	1/2 Sn	59	0,6118
Fer.....	7,79	Fe	56	1/2 Fe	28	0,2904
Fluor.....	1,265	Fl	19	Fl	19	0,197
Hydrogène....	0,06948	H	1	H	1	0,01037
Iode.....	4,95	I	126,86	I	126,86	1,316
Magnésium....	1,74	Mg	24,40	1/2 Mg	12,20	0,1265
Iridium.....	22,40	Ir	193	1/2 Ir	96,50	1,001
Manganèse.....	8	Mn	55	1/2 Mn	27,50	0,2852

CORPS SIMPLES — Métalloïdes et métaux	DENSITÉ <i>d</i>	POIDS ATOMIQUE		ÉQUIVALENTS CHIMIQ. correspondant à $Eq = 96.435$ coulombs		ÉQUIVAL. électro- chimiques correspon- dant à 1 coulomb $eq = \frac{eq}{Eq}$
		Symboles	Poids de l'atome $P_a$	Symboles	Poids de l'atome $eq$	
					grammes	milligr.
Mercure.....	13,60	Hg	200	1/2 Hg	100	1,037
Molybdène. ...	8,6	Mo	96	1/2 Mo	48	0,4978
Nickel.....	8,67	Ni	58,60	1/2 Ni	29,30	0,3038
Or.....	19,36	Au	196,80	1/2 Au	98,40	1,020
Oxygène.....	1,1052	O	16	1/2 O	8	0,08296
Phosphore.....	2,2	Ph	31	Ph	31	0,3215
Platine.....	21,45	Pt	194,90	1/2 Pt	97,45	0,0106
Plomb.....	11,25	Pb	206,90	1/2 Pb	103,45	1,073
Potassium.....	0,87	K	39,14	K	39,14	0,4059
Silicium.....	2,65	Si	28	1/2 Si	14	0,1452
Sodium.....	0,97	Na	23,05	Na	23,05	0,239
Soufre.....	2,07	S	32,06	1/2 S	16,03	0,1662
Strontium.....	2,54	Sr	87,50	1/2 Sr	43,75	0,4537
Titane.....	5,30	Ti	48,10	1/2 Ti	24,05	0,2494
Tungstène.....	18,70	Tu ou W	184	1/2 Tu	92	0,954
Uranium.....	18,40	U	240	1/2 U	120	1,244
Vanadium.....	5,50	V	51,30	V	51,30	0,532
Zinc.....	7,15	Zn	65,20	1/2 Zn	32,60	0,3384

## Chaleur de formation des composés métalliques.

Métaux	Oxydes		Sulfates		Carbonates	
	Solides	Dissous	Solides	Dissous	Solides	Dissous
Aluminium ..	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ·3H <sub>2</sub> O 391.6	—	—	—	—	—
Antimoine...	Sb <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 166	—	—	—	—	—
Argent.....	Ag <sub>2</sub> O 7	—	Ag <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> 167.3	162.8	Ag <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> 23.4	—
Arsenic .....	As <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 154.7	147.1	—	—	—	—
	As <sub>2</sub> O <sub>5</sub> 219.4	225.4	—	—	—	—
Baryum .....	BaO 124.2	158.7	BaSO <sub>4</sub> 338.1	—	—	—
Bismuth.....	Bi <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 137.8	—	—	—	—	—
	Bi(OH) <sub>3</sub> 171.7	—	—	—	—	—
Cadmium ...	Cd(OH) <sub>2</sub> 66.4	—	CdSO <sub>4</sub> 221.2	—	—	—
Calcium.....	CaO 132.0	150.1	CaSO <sub>4</sub> 318.4	—	CaCO <sub>3</sub> 172.4	—
Cobalt .....	Co(OH) <sub>2</sub> 64	—	CoSO <sub>4</sub> (Aq) 230.5	—	—	—
Cuivre .....	Cu <sub>2</sub> O 42	—	CuSO <sub>4</sub> 182.6	198.4	—	—
	CuO 37.2	—	—	—	—	—
Etain .....	SnOAq 136.5	—	—	—	—	—
Fer.....	FeO 66.4	—	FeSO <sub>4</sub> (Aq) 235.6	—	—	—
	Fe(OH) <sub>2</sub> 68.3	—	Fe <sub>2</sub> (SO <sub>4</sub> ) <sub>3</sub> (Aq) 618.4	—	—	—
	Fe <sub>2</sub> (OH) <sub>6</sub> 198.2	—	—	—	—	—
	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 199.4	—	—	—	—	—
	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub> 265.8	—	—	—	—	—
Magnésium ..	MgO 143.9	—	MgSO <sub>4</sub> 302.3	322.6	MgCO <sub>3</sub> 170.6	—
Manganèse...	Mn(OH) <sub>2</sub> 16.2	—	MnSO <sub>4</sub> 249.9	263.7	MnCO <sub>3</sub> 111.0	—
	MnO <sub>2</sub> 116.2	—	—	—	—	—
Mercure.....	Hg <sub>2</sub> O 24.8	—	—	—	—	—
	HgO 22	—	—	—	—	—
Nickel.....	Ni(OH) <sub>2</sub> 129.2	—	NiSO <sub>4</sub> (Aq) 229.4	—	—	—

Métaux	Oxydes		Sulfates		Carbonates	
	Solides	Dissous	Solides	Dissous	Solides	Dissous
Or.....	—	Au <sub>2</sub> O <sub>3</sub> Aq 13.2	—	—	—	—
Platine.....	PtO 15.0	—	—	—	—	—
Plomb.....	PbO 81	—	PbSO <sub>4</sub> 216.2	—	PbCO <sub>3</sub> 69.4	—
Potassium...	K <sub>2</sub> O 97.2	164.6	K <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> 344.6	338.2	K <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> 180.8	—
Sodium.....	Na <sub>2</sub> O 100.2	155.2	Na <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> 328.8	329	Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> 173.2	—
Zinc.....	ZnO 86.4	—	ZnSO <sub>4</sub> 230.0	248.5	ZnCO <sub>3</sub> 97.2	—

Métaux	Sulfures		Fluorures		Chlorures	
	Solides	Dissous	Solides	Dissous	Solides	Dissous
Aluminium..	Al <sub>2</sub> S <sub>3</sub> 124.4	—	—	—	Al <sub>2</sub> Cl <sub>6</sub> 321.8	475.6
Antimoine...	Sb <sub>2</sub> S <sub>3</sub> 34	—	Sb <sub>2</sub> F <sub>6</sub> 277.6	—	SbCl <sub>3</sub> 91.4	—
Argent.....	Ag <sub>2</sub> S 3	—	AgF 30.9	25.7	AgCl 29.2	—
Arsenic.....	—	—	—	—	AsCl <sub>3</sub> 71.5	—
Barium.....	BaS 98.3	—	—	—	BaCl <sub>2</sub> 194.7	—
Bismuth.....	—	—	—	—	BiCl <sub>3</sub> 90.8	—
Cadmium....	CdS 34	—	—	—	CdCl <sub>2</sub> 93.2	123.2
Calcium.....	CaS 92	98	CaF <sub>2</sub> 219.8	—	CaCl <sub>2</sub> 169.8	187.2
Cobalt.....	CoS(Aq) 49.7	—	—	—	CoCl <sub>2</sub> 76.4	94.8
Cuivre.....	Cu <sub>2</sub> S 20.2	—	—	—	Cu <sub>2</sub> Cl <sub>2</sub> 71.2	—
	CuS 10.2	—	—	—	CuCl <sub>2</sub> 51.6	62.7
Etain.....	—	—	—	—	SnCl <sub>2</sub> 80.4	81.2
Fer.....	FeS 23.8	—	—	—	FeCl <sub>2</sub> 82	100
					Fe <sub>2</sub> Cl <sub>6</sub> 192	255.4

Métaux	Sulfures		Fluorures		Chlorures	
	Solides	Dissous	Solides	Dissous	Solides	Dissous
Magnésium . .	MgS 79.6	—	MgF <sub>2</sub> 212.8	—	MgCl <sub>2</sub> 151	187
Manganèse . .	MnS 45.2	—	—	—	MnCl <sub>4</sub> 112	128
Mercure . . .	HgS 8.2	—	—	—	Hg <sub>2</sub> Cl <sub>2</sub> 65.2	—
					HgCl <sub>2</sub> 54.5	
Nickel . . . . .	NiS 19.4	—	—	—	NiCl <sub>2</sub> 74.6	93.6
Or . . . . .	—	—	—	—	AuCl <sub>3</sub> 22.8	27.3
					AuCl 5.8	
Platine . . . . .	—	—	—	—	PtCl <sub>4</sub> 59.8	79.4
					PtH <sub>2</sub> Cl <sub>4</sub> (Aq)163.2	
Plomb . . . . .	PbS 17.8	—	PbF <sub>2</sub> 94.2	—	PbCl <sub>2</sub> 85.2	78.4
Potassium . . .	K <sub>2</sub> S 101.2	412.4	KF 111.1	108.1	KCl 105	100.8
Sodium . . . . .	Na <sub>2</sub> S 88.4	403.2	NaF 110.8	—	NaCl 97.3	96.2
Zinc . . . . .	ZnS 43	—	—	110.6	ZnCl <sub>2</sub> 97.2	112.8

### VOLUME ATOMIQUE DES MÉTAUX USUELS ET DES CORPS ALLIÉS

Bismuth . . . . .	21,0
Plomb . . . . .	18,0
Antimoine . . . . .	17,9
Étain . . . . .	16,1
Soufre . . . . .	15,7
Phosphore . . . . .	13,5
Arsenic . . . . .	13,2
Silicium . . . . .	11,2
Aluminium . . . . .	10,6
Or . . . . .	10,2
Argent . . . . .	10,2
Tungstène . . . . .	9,6
Zinc . . . . .	9,1
Chrome . . . . .	7,7
Fer . . . . .	7,2
Cuiyre . . . . .	7,1
Manganèse . . . . .	6,9
Nickel . . . . .	6,7
Carbone . . . . .	3,6

**Chaleur totale de quelques produits métallurgiques à l'état de fusion  
à la sortie des fours (d'après Grüner)**

	Calories par kilogr.
Acier . . . . .	280-300
Fonte de fer . . . . .	225-250
Cuivre . . . . .	165
Plomb . . . . .	40-50
Mottes ferro-cuivreuses . . . . .	275
— ferro-plombeuses . . . . .	240
Laitiers de hauts fourneaux . . . . .	400-500
Scories de fours Martin . . . . .	410
Scories de forge . . . . .	330
Scories siliceuses de fours à cuivre. . . . .	360-400
Scories basiques de fours à plomb . . . . .	275

-



# TABLE DES MATIÈRES

## PREMIÈRE PARTIE

### Minerais et procédés métallurgiques

#### CHAPITRE PREMIER

##### MINERAIS

Numéros des articles		Pages
	§ 1. — <i>Minerais</i>	
1.	Définition . . . . .	1
2.	Propriétés physiques. . . . .	1
3.	Propriétés chimiques. . . . .	2
4.	Minerais oxydés . . . . .	2
4 <sup>bis</sup>	Fusion réductive . . . . .	3
5.	Minerais sulfurés. . . . .	4
6.	Procédés de traitement. . . . .	5
7.	Richesse d'un minerai . . . . .	7
8.	Fusibilité . . . . .	7
9.	Valeur d'un minerai. . . . .	8
	§ 2. — <i>Echantillonnage</i>	
10.	Prise d'eau . . . . .	9
11.	Echantillonnage mécanique . . . . .	11
12.	Essais . . . . .	17
13.	Transport. . . . .	18
	§ 3. — <i>Préparation mécanique</i>	
14.	Triage . . . . .	18
15.	Limite de l'enrichissement. . . . .	19
16.	Emplacement des ateliers de lavage . . . . .	22
17.	Procédé Ellmore. . . . .	23
18.	Triage magnétique . . . . .	24
19.	Broyage. . . . .	26
20.	Concassage . . . . .	27
21.	Prix de revient . . . . .	27

§ 4. — *Agglomération*

22. Utilité de l'agglomération . . . . .	28
23. Agglomération par cuisson. . . . .	28
23'. Agglomérants minéraux . . . . .	29
23''. Agglomération par le charbon. . . . .	30
24. Machines à agglomérer. . . . .	31

CHAPITRE II

SÉCHAGE, CALCINATION, GRILLAGE

25. Exposé. . . . .	34
---------------------	----

§ 1. — *Séchage*

26. Avantages du séchage . . . . .	34
27. Divers modes de séchage . . . . .	35

§ 2. — *Calcination*

28. Considérations générales . . . . .	36
29. Fours de calcination. . . . .	37

§ 3. — *Grillage*

30. Considérations générales . . . . .	43
31. Réactions . . . . .	44
32. Principes généraux . . . . .	46
33. Classification des appareils. . . . .	47

A. — *Fours à foyers spéciaux*

34. Fours à réverbère. . . . .	47
35. Avantages et inconvénients des réverbères . . . . .	51
36. Fours à moufle . . . . .	51
37. Fours automatiques. . . . .	52

1° *Fours à sole fixe*

38. Four O'Harra. . . . .	54
39. Four Pearce . . . . .	54
40. Four Brown . . . . .	54
41. Four Keller . . . . .	58
42. Fours à soles circulaires . . . . .	59

2° *Fours à sole mobile* -

43. Dispositions générales . . . . .	60
44. Four Blake . . . . .	61

3° *Fours rotatifs*

45. Dispositions générales . . . . .	62
46. Four Brückner . . . . .	62

Numéros des articles	TABLE DES MATIÈRES	Pages
46 bis Fours Howel et dérivés. . . . .		63
47. Four rotatif à moufle . . . . .		64
48. Résultats généraux des fours automatiques . . . . .		65
49. Fours mixtes . . . . .		65

**B. — Fours sans foyers spéciaux**

50. Grillage en tas . . . . .	66
51. Stalles et cases . . . . .	67
52. . . . .	68
53. Fours à cuve . . . . .	68
54. Fours coulants pour menus. . . . .	69
55. Fours à tablettes. . . . .	71
56. Fours à tablettes chauffées, pour blende . . . . .	73
57. Fours à tablettes automatiques . . . . .	75
58. Utilisation des gaz . . . . .	75

**C. — Grillages spéciaux**

59. Grillage chlorurant . . . . .	76
60. Grillage par la vapeur . . . . .	77
61. Production d'acide sulfurique . . . . .	77
61 bis Procédés de contact . . . . .	79
61 ter Purification . . . . .	80

CHAPITRE III

**OPÉRATIONS EXTRACTIVES**

**Traitement des minerais par voie sèche et par voie humide.  
Procédés électriques**

62. Exposé. . . . .	81
---------------------	----

§ 1. — *Scorification*

63. Scories. . . . .	81
64. Formule des silicates . . . . .	81
65. Silicates multiples . . . . .	83
66. Variations de la fusibilité . . . . .	84
67. Silicates acides et basiques. . . . .	85
68. Scories et laitiers . . . . .	86
69. Fondants . . . . .	86
70. Fondants métalliques . . . . .	87
71. Emploi des scories . . . . .	88

§ 2. — *Fours de fusion*

72. . . . .	88
73. Comparaison des fours à cuve et des fours à réverbère . . . . .	88
74. Traitement des menus . . . . .	89

**A. — Fours à cuve**

75. Utilité des allures rapides . . . . .	90
---	----

Numéros des articles	Pages
76. Formes des fours. . . . .	90
77. Production . . . . .	91
78. Rapport de la production à la section . . . . .	92
79. Rapport de la pression à la hauteur . . . . .	93
80. Rapport de la pression au diamètre . . . . .	93
81. Consommation de combustible . . . . .	94
82. Limite de l'agrandissement des fours . . . . .	94
83. Dispositions pour la coulée. . . . .	96
84. Creusets fermés . . . . .	97
85. Siphon. . . . .	97
86. Fours à creusets séparés . . . . .	97
87. Mode de construction . . . . .	101
88. Aménagement du gueulard. . . . .	103

#### B. — Fours à réverbère

89. Considérations générales . . . . .	103
90. Fours anciens. . . . .	104
91. Grands fours modernes. . . . .	105
92. Consommation de combustible. . . . .	107

#### C. — Fours à creusets

93. Conditions d'emploi. . . . .	107
94. Consommation de combustible. . . . .	108

#### § 3. — Réduction

95. Classement des métaux. . . . .	109
96. Métaux irréductibles . . . . .	109
97. Métaux réfractaires . . . . .	109
98. Métaux moyennement réductibles. . . . .	110
99. Métaux facilement réductibles. . . . .	110
100. Métaux inoxydables . . . . .	111
101. Réduction par le carbone . . . . .	111
102. Réduction par les gaz . . . . .	112
103. Production de la chaleur . . . . .	112
104. Absorption de la chaleur . . . . .	113
105. Composition du lit de fusion . . . . .	113
106. Réduction au four à cuve . . . . .	114
107. Phases successives de la transformation des minerais. . . . .	114
108. Transformation du courant gazeux . . . . .	116
109. Conditions d'une bonne marche . . . . .	117
110. Emploi de l'air chaud . . . . .	118
111. Lit de fusion . . . . .	119
112. Chargement . . . . .	119
113. Conduite du four. . . . .	120
114. Causes de déchet. . . . .	120
115. Contrôle de la marche . . . . .	121
116. Combustibles employés. . . . .	122
117. Frais . . . . .	124
118. Réduction au réverbère. . . . .	124
119. Ressuage . . . . .	125
120. Réduction en vase clos . . . . .	127

Numéros des articles	TABLE DES MATIÈRES	397
	§ 4. — <i>Traitement des sulfures</i>	Pages
121.	Grillage et réduction. . . . .	127
122.	Fonte pour mattes . . . . .	128
123.	Composition du lit de fusion . . . . .	129
124.	Fonte au réverbère . . . . .	130
125.	Fonte au four à cuve . . . . .	132
126.	Fusion pyriteuse . . . . .	132
127.	Fontes avec réduction partielle. . . . .	133
128.	Traitement des sulfures complexes . . . . .	133
129.	Rôtissage . . . . .	135
130.	Traitement pneumatique . . . . .	137
131.	Succession des réactions . . . . .	138
132.	Convertisseurs . . . . .	138

§ 5. — *Distillation*

133.	Exposé. . . . .	140
134.	Extraction du mercure . . . . .	140
135.	Extraction du zinc . . . . .	140
136.	Distillation au four à cuve . . . . .	141
137.	Distillation oxydante . . . . .	141
138.	Procédés Chatillon . . . . .	143
139.	Traitement des minerais de zinc et de plomb . . . . .	144

§ 6. — *Procédés électriques*

140.	Réduction au four à arc. . . . .	145
141.	Electrolyse à chaud . . . . .	147
142.	Procédé mixte . . . . .	150

§ 7. — *Procédés par voie humide. — Electrolyse*

143.	. . . . .	151
144.	Conditions économiques . . . . .	151
145.	Traitement des minerais de cuivre . . . . .	152
146.	Procédés Sébillot. . . . .	152
147.	Extraction des métaux précieux . . . . .	153
148.	Electrolyse appliquée aux minerais . . . . .	153

CHAPITRE IV

FUSION ET AFFINAGE

§ 1. — *Fusion*

149.	Fusion au creuset. . . . .	155
150.	Fours oscillants . . . . .	156
151.	Fusion au réverbère. . . . .	158
152.	Cubilot. . . . .	160
153.	Utilisation de la chaleur . . . . .	161
154.	Fusion électrique. . . . .	162
155.	Fours à résistance. . . . .	162

Numéros des articles	Pages
156. Fours à courant induit . . . . .	163
157. Liquation . . . . .	163
158. Distillation . . . . .	164

§ 2. — *Affinage*

159. Principes de l'affinage par fusion. . . . .	165
160. Raffinage . . . . .	166
161. Conduite du travail . . . . .	167
162. Frais . . . . .	168
163. Action de la sole. . . . .	168
164. Affinage du fer . . . . .	169
165. Procédé Martin . . . . .	169
166. Fours à voûte ou sole mobile . . . . .	169
167. Fours oscillants . . . . .	170
168. Fours à marche semi-continue . . . . .	170
169. Affinage pneumatique . . . . .	172
170. Affinage au creuset . . . . .	173

§ 3. — *Affinage par électrolyse*

171. Affinage par voie humide . . . . .	173
172. Principe de l'affinage électrolytique . . . . .	174
173. Loi des courants. . . . .	175
174. Conditions de marche . . . . .	177

## CHAPITRE V

## THERMO-CHIMIE

## Rendement thermique des fours

175. Principes généraux . . . . .	179
176. Calcul des chaleurs de réaction . . . . .	180
177. Influence des températures. . . . .	181
178. Influence des masses. Equilibres chimiques. . . . .	182
179. Actions de présence. . . . .	184
180. Applications pratiques . . . . .	184
181. Etude du bilan thermique . . . . .	185
182. Pertes diverses . . . . .	185
183. Détermination des poids . . . . .	185
184. Détermination des chaleurs. . . . .	186
185. Conclusion pratique. . . . .	187
186. Exemples . . . . .	187
187. Exemples de rendement du four électrique . . . . .	189

## CHAPITRE VI

## INSTALLATIONS ACCESSOIRES

§ 1. — *Souffleries et conduites*

188. Ventilateurs . . . . .	192
-----------------------------	-----

**TABLE DES MATIÈRES**

399

Numéros des articles	Pages
189. Ventilateurs centrifuges. . . . .	192
190. Ventilateurs volumogènes . . . . .	195
191. Machines soufflantes . . . . .	195
192. Comparaison des différents systèmes de soufflerie . . . . .	197
193. Réglage du vent . . . . .	198
194. Mesure de la vitesse des courants. . . . .	200
195. Jaugeage exact . . . . .	202
196. Dimensions des conduites . . . . .	203
197. Puissance des souffleries . . . . .	203

§ 2. — *Condensation des poussières*

198. Exposé. . . . .	204
199. Captation des poussières . . . . .	204
200. Purification des gaz des hauts fourneaux. . . . .	206

§ 3. — *Manutention*

**A. — Transporteurs et convoyeurs**

201. Emmagasiner des matières . . . . .	207
202. Déchargeur Wehling . . . . .	207
203. Alimentation des fours . . . . .	209
204. Conveyeurs . . . . .	210
205. Courroies porteuses . . . . .	210
206. Tabliers métalliques. . . . .	211
207. Transporteurs à couloir. . . . .	214
208. Convoyeur à secousses . . . . .	215
209. Résultats économiques . . . . .	215

**B. — Chargement des fours**

210. Chargement par la voûte . . . . .	218
211. Chargement latéral . . . . .	221
212. Machine Wellmann . . . . .	221
213. Chargement des fours à cuve . . . . .	223
214. Chargement des fours à cornues . . . . .	223

**C — Appareils de coulée**

215. Procédés ordinaires. . . . .	224
216. Machines à couler . . . . .	225
217. Machine Walker . . . . .	227
218. Machine Ramsey. . . . .	231

**D. — Commande des moteurs**

219. Transmissions électriques . . . . .	232
220. Emploi des moteurs à gaz . . . . .	234

## DEUXIÈME PARTIE

## Étude des Métaux

## CHAPITRE PREMIER

## ESSAIS MÉCANIQUES

Numéros des articles	Pages
221. Exposé. . . . .	235

## § 1. — Essais de traction

222. . . . .	237
223. Machines d'essai. . . . .	237
224. Machines à levier . . . . .	241
225. Machines à manomètre . . . . .	244
226. Machines à contrepois flottant . . . . .	244
227. Mesure de l'allongement . . . . .	246
228. Limite d'élasticité apparente . . . . .	246
229. Enregistrement des allongements. . . . .	247
230. Elasticité . . . . .	251
231. Attache des éprouvettes. . . . .	253
232. Tarage des machines . . . . .	254
233. Dynanomètres . . . . .	255
234. Cassure . . . . .	255
235. Préparation des éprouvettes . . . . .	257
236. Striction . . . . .	258
237. Travail de rupture . . . . .	259
238. Limite élastique . . . . .	260
239. Défauts d'homogénéité . . . . .	263
240. Modification du métal pendant l'essai . . . . .	263
241. Effet de l'écrouissage . . . . .	265
242. Effet du recuit . . . . .	266
243. Conclusions . . . . .	267

## § 2. — Essais divers

244. Essais de flexion. . . . .	268
245. Interprétation de l'essai . . . . .	270
246. Epreuves de pliage . . . . .	272
247. Essais au poinçonnage . . . . .	272
248. Essais à la compression. . . . .	274
249. Dureté. . . . .	275
250. Méthode de Brinnell. . . . .	276

## § 3. — Essais au choc

251. . . . .	278
252. Epreuve au mouton . . . . .	279
253. Caractère empirique des procédés ordinaires . . . . .	279
254. Epreuve par chocs gradués. . . . .	280
255. Emploi de barettes entaillées . . . . .	280



Numéros des articles	TABLE DES MATIÈRES	401
		Pages
256.	Forme et disposition des entailles.	286
257.	Résultats pratiques . . . . .	287
258.	Essai au choc par traction. . . . .	289
259.	Méthode de M. Pérot par enregistrement photographique. . . . .	290
260.	Interprétation des courbes . . . . .	291
261.	Résultats pratiques . . . . .	291
262.	Propriétés générales des métaux . . . . .	292

## CHAPITRE II

### ACTION DE LA CHALEUR

263.	Essais à chaud . . . . .	293
264.	Essais au choc . . . . .	294
265.	Résultats des essais. Effets du chauffage. . . . .	294
266.	Travail des métaux . . . . .	296
267.	Effets du recuit . . . . .	296
268.	Effets de la trempe . . . . .	299
269.	Trempe en coquille . . . . .	301
270.	Changements allotropiques. . . . .	301
271.	Courbes de refroidissement. . . . .	304
272.	Interprétation des expériences. . . . .	306

## CHAPITRE III

### MÉTALLOGRAPHIE

273.	Etudes micrographiques. . . . .	308
274.	Eclairage des échantillons . . . . .	308
275.	Microscope de Le Chatelier. . . . .	310
276.	Eclairage pour la photographie . . . . .	311
277.	Préparation des échantillons . . . . .	311
278.	Aspect des plaques dépolies . . . . .	312
279.	Polissage en bas-relief . . . . .	313
280.	Corrosions chimiques . . . . .	314
281.	Coulée sur plaques . . . . .	315
282.	Signification des images obtenues. . . . .	315
283.	Diagnostic des éléments . . . . .	317
284.	Etude des structures. . . . .	317
285.	Structures homogènes . . . . .	317
286.	Structure granitique. . . . .	319
287.	Cristallites . . . . .	319
288.	Structure cellulaire . . . . .	320
289.	Structure lamellaire. . . . .	321
290.	Structures complexes . . . . .	321
291.	Dimension des grains . . . . .	321
292.	Structures submicroscopiques . . . . .	322
293.	Difficultés d'interprétation . . . . .	323
294.	Structures hétérogènes . . . . .	324
295.	Structure porphyrique . . . . .	324
296.	Cristaux négatifs et inclusions. . . . .	325
297.	Structures artificielles . . . . .	325

Numéros des articles	Pages
298. Effets du travail . . . . .	326
299. Effets du recuit . . . . .	326
300. Principes des traitements thermiques . . . . .	327
301. Applications pratiques de la métallographie. . . . .	328

## CHAPITRE IV

### ALLIAGES

#### § 1. — Généralités

302. Intérêt industriel des alliages . . . . .	329
303. Difficulté d'une étude rationnelle . . . . .	330
304. Variation des propriétés physiques . . . . .	330
305. Combinaisons définies . . . . .	331
306. Etude des cristaux . . . . .	331
307. Courbes caractéristiques des alliages binaires . . . . .	332

#### § 2. — Propriétés physiques

308. . . . .	333
309. Mesure de la fusibilité . . . . .	334
310. Alliages instables . . . . .	334
311. Courbes de fusibilité des alliages . . . . .	335
312. Classement des alliages d'après les courbes de fusibilité . . . . .	335
313. Premier genre. . . . .	335
314. Deuxième genre . . . . .	336
315. Alliages eutectiques . . . . .	336
316. Formes anormales du deuxième genre . . . . .	337
317. Troisième genre . . . . .	339
318. Quatrième genre. . . . .	340
319. Cas exceptionnels . . . . .	342
320. Lacunes de cette méthode . . . . .	342
321. Liquations. . . . .	342
322. Mesure de la résistance électrique. . . . .	343
323. Formes des courbes de conductibilité. . . . .	344

#### § 3. — Propriétés mécaniques

324. Variation des propriétés mécaniques . . . . .	346
325. Séries entièrement malléables. . . . .	346
326. Séries comprenant des termes non malléables. . . . .	346

#### § 4. — Structure microscopique des alliages

327. Types de structure . . . . .	348
328. Séries du deuxième genre . . . . .	348
329. Influence des magma sur la cristallisation . . . . .	349
330. Structure des eutectiques . . . . .	349
331. Séries du troisième genre . . . . .	349
332. Alliages avec les métalloïdes . . . . .	350

Numéros des articles	TABLE DES MATIÈRES	403
	§ 5. — <i>Alliages ternaires</i>	Pages
333.	Importance des alliages multiples . . . . .	350
334.	Mode de représentation graphique. . . . .	351
335.	Propriétés générales. . . . .	353
336.	Principaux types industriels . . . . .	353
	§ 6. — <i>Fabrication des alliages</i>	
337.	Procédés ordinaires . . . . .	354
338.	Moyens d'assurer l'homogénéité. . . . .	355
339.	Effets de l'oxydation. Raffinage . . . . .	355
	§ 7. — <i>Métaux complexes</i>	
340.	Distinction des alliages et des métaux complexes . . . . .	357
341.	Influence générale des impuretés . . . . .	357
342.	Emplois spéciaux des métaux purs . . . . .	358
343.	Action spéciale de certains corps . . . . .	358
344.	Corps agissants . . . . .	359
345.	Corps durcissants . . . . .	359
346.	Relation entre ces propriétés et le volume atomique . . . . .	360
347.	Corps adoucissants . . . . .	360
348.	Action mutuelle des impuretés. . . . .	361
	Photogrammes . . . . .	362
	Annexes . . . . .	385
	Table des matières. . . . .	393



# ENCYCLOPÉDIE DES TRAVAUX PUBLICS (suite)

## OUVRAGES DE PROFESSEURS A L'ÉCOLE NATIONALE SUPÉRIEURE DES MINES

- M. AGUILLON. *Législation des mines, française et étrangère*, 40 fr. On vend séparément :  
 — La *Législation en France, dans les colonies et protectorats*, 2<sup>e</sup> édition (très augmentée),  
 4 très fort volume (1.011 pages)..... 25 fr.  
 — Les *Législations étrangères*..... 15 fr.  
 M. PELLETAN. *Lever des plans et nivellement souterrains* (Voir ci-dessus : *Durand-Claye*).  
 M. CHESNEAU. *Lois générales de la Chimie*. 1 vol. avec 37 figures..... 7 fr. 50  
 MM. VICAIRE et MAISON. *Cours de Chemins de fer de l'École des Mines*; 582 p., 493 fig. 20 fr.

## OUVRAGE D'UN PROFESSEUR A L'ÉCOLE NATIONALE FORESTIÈRE

- M. THIÉRY. *Restauration des montagnes*, avec une *Introduction* par M. LECHALAS père. Vol.  
 de 442 pages, avec 173 figures..... 15 fr.

## OUVRAGES DE DIVERS AUTEURS

- M. EMILE BOURRY, ingénieur des Arts et Manufactures, *Traité des Industries céramiques*,  
 1 vol. Voir *Encyclopédie industrielle*. Cet ouvrage, devenu classique en France, a été tra-  
 duit en anglais..... 20 fr.  
 M. CHARPENTIER DE COSSIGNY, ingénieur civil des mines, lauréat de la Société des agri-  
 culteurs de France. *Hydraulique agricole*. 2<sup>e</sup> édit., 1 vol., avec 160 figures..... 15 fr.  
 M. DEGRAND, inspecteur général honoraire des ponts et chaussées. *Ponts en maçonnerie*  
 (Voir ci-dessus : J. Résal).  
 M. DONIOL, inspecteur général des ponts et chaussées en retraite. *Réglementation des che-  
 mins de fer d'intérêt local, des tramways et des automobiles* 1 vol. avec figures.. 10 fr.  
 — *Complément à l'ouvrage ci-dessus* (1900 à 1903)..... 3 fr.  
 M. le Dr DUCHESNE, ancien président de la Société de médecine pratique. *Hygiène géné-  
 rale et Hygiène industrielle*, ouvrage rédigé conformément au programme du *Cours*  
*d'hygiène industrielle* de l'École centrale. 1 vol. de 740 pages, avec figures..... 15 fr.  
 M. HENRY (Ernest), inspecteur général des ponts et chaussées. *Théorie et pratique du mou-  
 vement des terres, d'après le procédé Bruckner*. 1 vol., 2 fr. 50. — *Ponts métalliques à tra-  
 vées indépendantes : formules, barèmes et tableaux*. 1 vol. de 639 pages, avec 267 figures,  
 20 fr. — *Traité pratique des chemins vicinaux*, volume de près de 800 pages (1). 20 fr.  
 M. Maurice KOEHLIN, ingénieur. *Applications de la statique graphique*. 1 vol., avec 311  
 figures et 1 atlas de 34 planches, seconde édition, revue et très augmentée..... 30 fr.  
 M. LALLEMAND, ingénieur en chef des mines. *Nivellement de précision* (Voir ci-dessus  
*Durand-Claye*).  
 M. LAVOINNE. *La Seine maritime et son estuaire*, 1 vol., avec 49 figures..... 10 fr.  
 M. LECHALAS père, inspecteur général des ponts et chaussées. *Hydraulique fluviale*. 1 vol.,  
 avec 78 figures. 17 fr. 50. — *Des conditions générales d'établissement des ouvrages dans*  
*les vallées* (Voir ci-dessus : J. Résal et Degrand; c'est l'introduction à leur *Traité des*  
*Ponts en maçonnerie*).  
 M. LECHALAS fils, ingénieur en chef des ponts et chaussées. *Manuel de droit administratif*.  
 Tome I, 20 fr.; tome II, 1<sup>re</sup> partie, 10 fr.; tome II, 2<sup>e</sup> partie..... 10 fr.  
 M. LÉVY-LAMBERT, ingénieur civil, inspecteur de l'exploitation à la Compagnie du Nord.  
*Chemins de fer à crémaillère*. 1 vol., avec 79 figures. 15 fr. — *Chemins de fer funicu-  
 laires, Transports aériens*. 1 vol., avec 150 figures..... 15 fr.  
 M. LEYGUE, ancien ingénieur auxiliaire des travaux de l'État, agent-voyer en chef de la  
 province d'Oran. *Chemins de fer. Notions générales et économiques*. 1 vol. de 617 pages,  
 avec figures..... 15 fr.  
 M. E. PONTZEN, ingénieur civil (l'un des auteurs de *Les chemins de fer en Amérique*):  
*Procédés généraux de construction : Terrassements, tunnels, dragages et dérochements*.  
 1 vol. de 572 pages, avec 234 figures (médaille d'or à l'Exposition de 1900).... 25 fr.  
 M. TARBÉ de SAINT-HARDOUIN, inspecteur général des ponts et chaussées, ancien directeur  
 de l'École de ce corps. *Notices biographiques sur les ingénieurs des ponts et chaussées*.  
 un vol..... 5 fr.

(1) Le second de ces ouvrages rend très faciles et d'une rapidité inespérée les calculs relatifs aux ponts métalliques à travées indépendantes. — Le troisième est un guide d'une utilité journalière pour les agents-voyers de tout grade; l'auteur est président de la commission des chemins vicinaux au Ministère de l'Intérieur.

Chaque ouvrage se vend séparément (et aussi chaque volume des ouvrages qui en comprennent plusieurs). Il n'y a pas de numérotage général des volumes formant la collection.

Les ouvrages entrant dans les *Encyclopédies des Travaux publics et Industrielle* sont en vente chez Ch. Béranger et chez Gauthier-Villars.

# ENCYCLOPÉDIE INDUSTRIELLE

Vol. grand in-8°, avec de nombreuses figures

<b>Exploitation technique des Chemins de fer</b> , par A. SCHELLER et A. FLEURQUIN, 1 vol. de 408 pag. avec 109 figures. 12 fr.	<b>JOANNIS</b> , professeur à la Faculté des Sc. de Paris. 1406 p. en 2 vol. .... 35 fr.
<b>Calcul infinitésimal à l'usage des Ingénieurs</b> , par E. ROUCHÉ et L. LÉVY, 2 vol. de 557 et 829 p. Chaq. vol. .... 15 fr.	<b>Traité des machines à vapeur, à gaz, à pétrole et à air chaud</b> , par ALBERG et ROCHE, ingénieurs des constructions navales. 2 vol., 693 figures. .... 38 fr.
<b>Cours de géométrie descriptive de l'Ecole centrale</b> , par C. BRISSE, prof. de ce cours, et H. PICQUET. .... 17 fr. 50	<b>Chemins de fer. Superstructure</b> , par E. DEHARME (Voir: <i>Encyc. des Travaux publics</i> ).
<b>Construction pratique des navires de guerre</b> , par A. CRONEAC, ing. des const. navales, prof. à l'Ecole du Génie marit., 2 vol. (996 pages et 664 figures) et 1 bel atlas double in-4° de 11 pl., dont 2 en 3 coul. .... 33 fr.	<b>Chemins de fer: Résistance des trains.</b>
<b>Verre et verrerie</b> , par Léon APPERT, président de la Société des Ingénieurs civils, et J. HENRIVAUX, directeur de la manufacture de St-Gobain. 1 vol. et 1 atlas 20 fr.	<b>Traction</b> par E. DEHARME, professeur à l'Ecole centrale, et A. PULIN, ingénieur de la C <sup>ie</sup> du Nord. .... 15 fr.
<b>Blanchiment et apprêts; teinture et impression, matières colorantes</b> , 1 vol. de 674 p., avec 368 fig. et échantillons de tissus imprimés, par GUIGNET, DOMMER et GRANDMOUGIN (de Mulhouse). .... 30 fr.	<b>Chaudières de locomotives</b> , par les mêmes, 130 fig. et 2 pl. .... 15 fr.
<b>Éléments et organes des machines</b> , par A. GOULLY, répétiteur de mécanique appliquée à l'Ecole centrale, 1 vol. de 440 pages, avec 740 figures. .... 12 fr.	<b>Locomotives: Mécanisme, Châssis Types de machines</b> . 1 fort vol. avec un bel atlas de 18 pl. double in-4°, par les mêmes. 25 fr.
<b>Les associations ouvrières et les associations patronales</b> , par HUBERT VALLETEROUX, avocat. 1 vol. de 361 pages. 10 fr.	<b>Electricité industrielle</b> . 2 <sup>e</sup> éd. v. de 826 p., 404 fig. (C. de M. Monnier à l'Ec. Cent.) 25 fr.
<b>Traité pratique des ch. de fer (ambretlocaux) et des Tramways</b> , par P. GÉDOS. 117 fr.	<b>Machines frigorifiques</b> , par LORENZ, professeur à la faculté de Halle; traduction de PEYR, professeur à la faculté des sciences de Nancy, et JAOURT. 431 fig. ... 7 fr.
<b>Traité des Industries céramiques</b> , par Emile BOURRY, ingénieur des Arts et Manufactures. 1 vol. de 755 pages avec 340 fig. ou groupes de fig. et une planche (Cet ouv. a été traduit en angl.). 20 fr.	<b>Industries du sulfate d'aluminium, des aluns et des sulfates de fer</b> , par L. GESCHWIND, ingénieur-chimiste. 1 vol. avec 195 fig. Traduit en anglais. 10 fr.
<b>Le vin et l'eau-de-vie de vin</b> , par Henri de LAPPARENT, insp. gén. de l'agriculture. 1 vol. de 545 p., 110 fig. et 28 cartes. 12 fr.	<b>Accidents du travail et assurances contre ces accidents</b> , par G. FÉOLDE (Méd. d'arg. Exp. 1900), 1 vol. de 646 p. 7 fr. 50
<b>Métallurgie générale: Procédés de chauffage</b> , par Le VERRIER, 1 vol. de 370 pages avec 174 figures. .... 12 fr.	<b>Traité des fours à gaz à chaleur régénérée</b> , par TOLDT (trad. DOMMER), 392 pages. .... 11 fr.
<b>La Betterave agricole et industrielle</b> , par GESCHWIND et SELLIER, 1 vol. avec 129 figures (méd. d'arg. soc. nat. d'agr. et méd. d'or des agric. de France). .... 20 fr.	<b>Résistance des matériaux et Éléments de la théorie mathématique de l'élasticité</b> , par Aug. FÖPPL, professeur à l'Université tech. de Munich; trad. de E. Hahn, prof. Ec. d'Ing. de Lausanne. .... 15 fr.
<b>Cours de chemins de fer de l'Ecole des Mines</b> , par VICAIRE et MAISON. .... 20 fr.	<b>Industries photographiques</b> , par le Professeur FABRE. .... 18 fr.
<b>Chimie organique appliquée</b> , par A.	<b>La Tannerie</b> , par MEUNIER, VANEY et VIGNON (650 p., 98 fig.). .... 20 fr.
	<b>Industrie des cyanures</b> , par ROBINÉ et LENGLEN. .... 15 fr.
	<b>Traité des essais de matériaux</b> , par A. MARTENS, traduction de P. Breuil. 1 vol. de texte de 674 pages avec 558 fig. et un atlas de 31 grandes planches. 50 fr.
	<b>L'Energie hydraulique et les Récepteurs hydrauliques</b> , par U. MASONI. 1 vol. de 320 p. avec 207 fig. .... 10 fr.

## P. C. N.

<i>Chimie élémentaire</i> , un vol. relié, par M. A. Joannis, professeur à la Faculté des Sciences de Paris (P. C. N.). .... 10 fr.
<i>Physique élémentaire</i> , par MM. Chevasus et Thovert, préparateurs à la Faculté des sciences de Lyon. Fascicules brochés :
Premier fascicule. — Mécanique et propriétés générales de la matière. Acoustique. .... 2 fr.
Deuxième fascicule. — Chaleur. Optique. .... 3 fr.
Troisième fascicule. — Magnétisme. Electricité. — Météorologie. .... 3 fr.
<i>Manipulations de physique générale</i> , par MM. Vaillant et Thovert, chef de travaux et préparateur à la Faculté des sciences de Lyon. .... 3 fr.
<i>Manipulations d'Electricité industrielle</i> , par les mêmes. .... 3 fr.
<i>Sciences naturelles</i> , par MM. Faucheron et Conte, préparateur et chef de travaux à la Faculté des sciences de Lyon :
Botanique, trois fascicules à 2 fr. et 3 fr. .... 7 fr.
Zoologie, un volume. .... 5 fr.

Ces ouvrages sont également destinés à la préparation aux grades de l'enseignement secondaire et aux élèves des Ecoles de commerce, d'agriculture et d'industrie; lorsque certains passages ne sont destinés qu'à P. C. N., on les signale par l'emploi de plus petits caractères.

LAVAL. — IMPRIMERIE PARISIENNE, L. BARNÉOUD & C<sup>ie</sup>.