BnF Gallica

L'Or, gîtes aurifères, extraction de l'or, traitement du minerai, emplois et analyse de l'or, vocabulaire aurifère, par [...]

Source gallica.bnf.fr / Bibliothèque nationale de France

BnF Gallica

La Coux, H. de. L'Or, gîtes aurifères, extraction de l'or, traitement du minerai, emplois et analyse de l'or, vocabulaire aurifère, par H. de La Coux,.... [s.d.].

1/ Les contenus accessibles sur le site Gallica sont pour la plupart des reproductions numériques d'oeuvres tombées dans le domaine public provenant des collections de la BnF. Leur réutilisation s'inscrit dans le cadre de la loi n°78-753 du 17 juillet 1978 :
- La réutilisation non commerciale de ces contenus est libre et gratuite dans le respect de la législation en vigueur et notamment du maintien de la mention de source.
- La réutilisation commerciale de ces contenus est payante et fait l'objet d'une licence. Est entendue par réutilisation commerciale la revente de contenus sous forme de produits élaborés ou de fourniture de service.

CLIQUER ICI POUR ACCÉDER AUX TARIFS ET À LA LICENCE

2/ Les contenus de Gallica sont la propriété de la BnF au sens de l'article L.2112-1 du code général de la propriété des personnes publiques.

3/ Quelques contenus sont soumis à un régime de réutilisation particulier. Il s'agit :

- des reproductions de documents protégés par un droit d'auteur appartenant à un tiers. Ces documents ne peuvent être réutilisés, sauf dans le cadre de la copie privée, sans l'autorisation préalable du titulaire des droits.
- des reproductions de documents conservés dans les bibliothèques ou autres institutions partenaires. Ceux-ci sont signalés par la mention Source gallica.BnF.fr / Bibliothèque municipale de ... (ou autre partenaire). L'utilisateur est invité à s'informer auprès de ces bibliothèques de leurs conditions de réutilisation.

4/ Gallica constitue une base de données, dont la BnF est le producteur, protégée au sens des articles L341-1 et suivants du code de la propriété intellectuelle.

5/ Les présentes conditions d'utilisation des contenus de Gallica sont régies par la loi française. En cas de réutilisation prévue dans un autre pays, il appartient à chaque utilisateur de vérifier la conformité de son projet avec le droit de ce pays.

6/ L'utilisateur s'engage à respecter les présentes conditions d'utilisation ainsi que la législation en vigueur, notamment en matière de propriété intellectuelle. En cas de non respect de ces dispositions, il est notamment passible d'une amende prévue par la loi du 17 juillet 1978.

7/ Pour obtenir un document de Gallica en haute définition, contacter
utilisationcommerciale@bnf.fr.

Source gallica.bnf.fr / Bibliothèque nationale de France

MATH

BIBLIOTHÈQUE NATIONALE
R.F.

L'OR

999

8° V 7237 (68)

BIBLIOTHÈQUE DES ACTUALITÉS INDUSTRIELLES. — N° 68.

BIBLIOTHÈQUE NATIONALE

L'OR

GITES AURIFÈRES — EXTRACTION DE L'OR, TRAITEMENT DU MINERAI EMPLOIS ET ANALYSE DE L'OR VOCABULAIRE AURIFÈRE

PAR

H. DE LA COUX

Ingénieur-Chimiste

Avec figures dans le texte

PARIS

BERNARD TIGNOL, ÉDITEUR

LIBRAIRIE SCIENTIFIQUE, INDUSTRIELLE & AGRICOLE

Acquéreur des Publications Eugène LACROIX

53 BIS, QUAI DES GRANDS-AUGUSTINS, 53 BIS

8° L

L'OR

PREMIÈRE PARTIE

Gisements aurifères

CHAPITRE I

NOTIONS GÉNÉRALES SUR LA FORMATION DU GLOBE ET SUR LES DIFFÉRENTS TERRAINS DE L'ÉCORCE TERRESTRE.

A l'origine, le système planétaire était formé par une nébuleuse, c'est-à-dire une masse plus ou moins transparente dont la visibilité variait avec la condensation de cette masse.

Cette nébuleuse, portée à une très haute température, d'après les théories de Kant, était de forme sphérique et animée d'un mouvement de l'ouest à l'est autour d'un axe commun avec celui du soleil.

Par rayonnement, il se produisit un refroidissement et, par suite, une contraction qui amena une accélération dans la rotation de la nébuleuse ; puis, la vitesse ayant dépassé

une certaine limite, il se forma une série d'anneaux qui, grâce à la force centrifuge devenue de plus en plus grande, se séparèrent de cette nébuleuse et continuèrent à tourner dans le même sens.

Ce refroidissement continua; la consistance augmenta et les phénomènes se reproduisant successivement donnèrent lieu à de nouvelles planètes qui conservèrent leur mouvement de rotation autour d'un axe vertical ainsi que leur mouvement de translation.

La formation de la terre est donc due à une éruption de la masse intérieure incandescente en fusion qui, subissant un refroidissement par rayonnement, commença à se solidifier par sa partie externe, amenant ainsi la condensation de la vapeur d'eau à sa surface.

La terre, qui nous apparaît sous une forme sphérique, a subi un aplatissement aux pôles, dû à la rotation de la masse en fusion; en se refroidissant à l'extérieur, elle s'est revêtue d'une croûte solide reposant sur une couche plastique qu'elle préserva ainsi du rayonnement; par conséquent, le noyau terrestre aurait été formé par une masse en fusion.

Tout porte à croire, en effet, qu'il en est ainsi lorsqu'on en juge par la température qui s'élève graduellement à mesure que nous nous enfonçons dans la terre. On a pu constater, par différentes expériences faites sur plusieurs parties du globe, qu'en un même lieu la température reste constante pour une profondeur déterminée et que cette température augmente avec la profondeur.

Sans entrer dans les nombreux travaux qui ont été faits pour évaluer la chaleur correspondante à une certaine pénétration dans l'écorce terrestre, nous voyons que, d'après les nombres ci-dessous, résultant des expériences faites

au puits de Grenelle, la température augmente sensiblement à mesure que l'on s'enfonce dans la terre.

Ainsi, on a trouvé qu'à :

297 mètres elle est	de	12°20
400	—	23°75
504	—	26°43
548	—	27°70

Par bien d'autres observations encore, on a été amené à conclure que la température intérieure de la terre augmente de 1° par 30 mètres.

En tenant compte de la température de fusion de l'or qui est de 1200 degrés, de celle de la lave et du fer qui est de 1500°, on en conclut qu'il faudrait s'enfoncer dans la terre à 36000 et à 45000 mètres pour y trouver de semblables températures.

Par conséquent, à 45000 mètres au-dessous de la surface du globe, la chaleur intérieure y serait de 1500°, température de fusion de la lave que l'on voit couler tous les jours dans les éruptions volcaniques.

La terre, en se refroidissant, a laissé une couche solide, appelée sol, que nous cultivons et duquel nous retirons les minéraux que nous exploitons et, en particulier, les minerais aurifères dont on extrait ce fameux métal précieux : l'or, que nous nous proposons d'étudier.

La constitution du sol n'est pas homogène ; elle s'est faite à des époques différentes qui correspondent à des terrains spéciaux dont on a recherché l'origine.

En se refroidissant extérieurement, la terre, comme on l'a vu, se recouvrit d'une première pellicule solide qu'on appelle terrain primitif, puis vinrent : le terrain primaire, le terrain secondaire, le terrain tertiaire et enfin le quaternaire.

La terre étant formée d'agglomérations de minéraux ou roches, susceptibles de rester homogènes sur une grande étendue, on les a groupées suivant leurs origines en :

Roches éruptives..... { roches granitiques. / roches porphyriques.

Roches sédimentaires... { roches siliceuses. / roches argileuses. / roches calcaires.

Au point de vue de leur formation, ces roches proviennent de deux phénomènes distincts, tout à fait opposés : le feu ou l'eau.

Les roches, qui doivent leur formation au feu, sont dites roches de formation ignée ou plutoniennes ; les autres sont dites de formation aqueuse ou neptuniennes.

A côté de ces formations types, nous devons distinguer des formations mixtes : 1° les formations pluto-neptuniennes, pendant lesquelles les masses provenant des formations ignées ont été détériorées par les eaux et finalement disposées en sédiments ; 2° les formations neptuno-plutoniennes, qui sont dues à des modifications apportées aux sédiments par l'action plutonienne, si bien qu'on les prendrait pour des formations ignées ; 3° restent enfin les formations dues aux eaux des mers, des fleuves et des lacs qui forment des dépôts d'alluvions.

Nous divisons donc les terrains en :

1° Terrain primitif.

2° Terrains sédimentaires { Terrain d'alluvions. / Terrain tertiaire. / Terrain secondaire. / Terrain de transition.

1° TERRAIN PRIMITIF. — Le terrain primitif est la première

pellicule de la terre en fusion qui s'est refroidie ; elle a produit ainsi une assise solide pour les terrains sédimentaires.

Cette couche, se refroidissant de l'extérieur à l'intérieur, augmente de plus en plus et se rapproche du centre de la terre, car le refroidissement continue, bien qu'avec lenteur.

Le terrain primitif est toujours formé de roches cristallines qui ne sont pas réunies entre elles par des matières jouant le rôle de ciment ; il possède l'aspect de stratifications et non de débris fossilifères ; quant à ces roches cristallines, M. Cordier explique leur formation par le refroidissement lent qui s'est produit de haut en bas pour cette masse ignée, et c'est ce refroidissement qui a donné naissance à trois étages différents :

1° Talcites.

2° Micacites.

3° Gneiss.

2° Terrains sédimentaires. — Sur le terrain primitif repose la base des terrains sédimentaires, c'est-à-dire le terrain primaire, qui est le terrain inférieur de la période appelée paléozoïque, car c'est à cette époque que sont apparus les premiers êtres organisés : trilobites, nautilides, etc.

Les dépôts sédimentaires se sont formés successivement aux dépens du terrain primitif ou subordonné aux roches cristallines ; ces terrains sédimentaires, au contraire, ne sont pas formés par des roches cristallines mais par des couches calcaires et argileuses renfermant souvent des débris organiques.

Ces débris organiques se trouvent seulement à partir du terrain silurien ; car, le terrain inférieur huronien est dû

exclusivement aux dépôts sédimentaires primitifs qui se sont succédé sous forme de couches.

Nous trouvons, dans le terrain de l'époque paléozoïque, ou terrain primaire :

Le Permo-carbonifère.
Dévonien.
Silurien.
L'Huronien.

Après les terrains de l'époque paléozoïque viennent ceux de l'époque mésozoïque, ou époque secondaire, dont l'étage inférieur est formé par le triasique ; c'est à partir du terrain jurassique que les bélemnites et les ammonites sont apparues.

Les terrains situés dans le triasique, le jurassique et le crétacé sont :

Crétacé	Crétacé.
	Infra-Crétacé.
Jurassique	Jurassique.
	Oolithe.
	Lias.
	Infra-Lias.
Triasique	Trias.

Restent maintenant les terrains tertiaire et quaternaire.
La période tertiaire ou mésozoïque se divise en :

Néogène	Pliocène.
	Miocène.
Éogène	Oligocène.
	Éocène.

Quant à la période quaternaire, elle comprend les terrains d'alluvions ou de transports, qui donnèrent lieu aux premières exploitations aurifères.

Alluvions { Modernes. / Anciennes.

Voici les terrains par leur âge de formation :

- Terrains sédimentaires
  - Tertiaire
    - Quaternaire ou Pleistocène
      - Alluvions
        - Modernes
        - Anciennes
    - Néogène
      - Pliocène
      - Miocène
    - Éogène
      - Oligocène
      - Éocène
  - Secondaire ou Mésozoïque
    - Crétacé
      - Crétacé
      - Infra-Crét.
    - Jurassique
      - Jurassique
      - Oolithe
      - Lias
      - Infra-Lias
    - Triasique
      - Trias
  - Primaire ou Paléozoïque
    - Permo-carbonifère
    - Dévonien
    - Silurien
    - Huronien
- Terrain primitif
  - Primitif
    - Talcites
    - Micacites
    - Gneiss

Roches éruptives. — Les roches éruptives proviennent du centre de la terre en fusion et viennent s'intercaler dans

le terrain primitif et le terrain sédimentaire, où on les voit sous forme de traînées inclinées.

Ces roches sont les résultats de deux époques différentes.

1° La première qui a eu lieu pendant la période paléozoïque ou primaire et pendant laquelle les éruptions internes se sont fait sentir ; aux roches produites pendant cette époque, on a donné le nom de roches anciennes.

2° Après, cette action fut suivie d'un repos qui dura pendant toute la période jurassique et ce n'est qu'après la période crétacée que les éruptions internes recommencèrent.

Les matières en fusion, qui ont été lancées par les volcans, à partir de ce moment, forment les roches récentes ou post-crétacées comprenant aussi les laves.

Roches récentes	Laviques.
	Trachyto-basaltiques.
Roches anciennes	Granitoïdes, porphyroïdes.

CHAPITRE II

GÎTES AURIFÈRES ET DIFFÉRENTES VARIÉTÉS DE L'OR DANS LA NATURE ; SES PROPRIÉTÉS PHYSIQUES ET CHIMIQUES.

§ I. — *Gîtes aurifères.*

On entend par gîtes aurifères, des dépôts renfermant le métal précieux en assez grande quantité pour permettre d'en faire une exploitation fructueuse.

L'or se trouve donc mêlé à des matières étrangères qui forment la gangue, et dont la réunion avec le métal précieux constitue le minerai aurifère. Le sol se trouve sillonné de tous les côtés par des fissures, des fentes et des fractures provenant d'érosions mécaniques qui, produites dans les roches, ont été ensuite remplies par des substances aurifères les plus variées, ce qui a donné lieu, en regardant l'allure extérieure, à deux sortes de gîtes :

1° Les gîtes réguliers dans lesquels viennent se ranger les couches, les amas stratifiés et les filons.

2° Les gîtes irréguliers, parmi lesquels il faut considérer les amas, les poches et les mouches.

Sans entrer dans tous les détails que comporterait un

semblable développement, nous allons cependant nous efforcer de donner une idée exacte de chacun de ces gisements et expliquer les termes qui reviennent continuellement dans les exploitations aurifères.

Ensuite, nous diviserons les gîtes aurifères en quatre grandes classes que nous étudierons chacune en particulier, puis nous terminerons par une étude des différentes variétés de l'or ainsi que des divers pays de production.

On désigne sous le nom de filon : des fentes et des fissures de l'écorce terrestre se trouvant à différentes profondeurs, remplies de substances minérales.

Ce remplissage s'est effectué soit par le haut : dans ce cas, il comprend le remplissage des filons ; soit par le bas, et il comprend alors :

Les filons d'injection ou filons massifs.

— de sublimation.

— de filtration.

Le remplissage des fentes et des fissures est donc plus récent que la roche encaissante ; par le haut, les filons ont pu se remplir par précipitation des matières en solution ; par le bas, il a pu avoir lieu à cause de certaines émanations produites dans l'intérieur de la terre et à cause du passage sur différentes roches, par suite de réactions chimiques qui ont donné lieu à des dépôts métallifères.

Le remplissage des filons a donc commencé à se faire sur les parois des fentes, puis a gagné de plus en plus la totalité des cavités.

D'après Daintree, la formation des filons aurifères australiens serait due à ce que l'or se trouvait en dissolution dans l'Océan et qu'il est venu se précipiter sur les roches qui se formaient peu à peu, grâce aux matières organiques qui se trouvaient en présence.

En séchant, ces roches se seraient plissées puis fissurées, et sous l'influence de courants magnétiques, les minéraux auraient occupé la place de ces fissures, produisant ainsi ces nombreux filons de direction N.-S. qui se trouvent en Australie où la formation silurienne domine.

Dans un filon, il faut distinguer la partie supérieure appelée toit et la partie inférieure à laquelle on donne le nom de mur ; l'ensemble de roches formant le toit, le mur constitue les épontes.

On nomme salbandes les parties qui séparent le toit du mur, par des roches différentes de la masse du filon.

Très différentes sont les allures des filons qui se présentent tantôt en lignes droites, tantôt sous forme d'ondulations.

Au point de vue de leurs dimensions, l'épaisseur ou plutôt la puissance du filon, c'est-à-dire la distance qui sépare le mur du toit, varie énormément ; certains filons, comme les filons de tellurures aurifères d'Offenbaya, ont une épaisseur de quelques millimètres, tandis que d'autres atteignent jusqu'à cinquante mètres.

Si la puissance varie, l'étendue varie aussi.

Par richesse d'un filon aurifère, on entend la quantité de métal précieux que l'on en peut extraire.

Les filons, dans leur trajet, percent très souvent la surface de la terre ; on appelle les différents points où l'on voit le filon sortir de la terre, des affleurements, si fréquents dans les gites aurifères du Transvaal.

Dans un filon aurifère on doit distinguer deux choses :

1° Sa direction ;

2° Son inclinaison.

On obtient la direction d'un filon en considérant l'intersection obtenue par le plan du filon et par un plan hori-

zontal ; quant à son inclinaison, elle est donnée par l'angle formé entre le plan de direction et le plan horizontal.

La partie du filon, qui affleure la surface de la terre, est la tête de ce filon ; la queue est, au contraire, la partie la plus profonde.

Lorsqu'on se trouve en présence d'un filon, il faut déterminer sa composition minérale qui est la plupart du temps indépendante des roches encaissantes ; cependant, il arrive quelquefois que ces remplissages filoniens contiennent des substances semblables à celles de ces roches ; elles doivent alors provenir d'éboulements des épontes.

Le remplissage des filons aurifères est, la plupart du temps, constitué par du quartz plus ou moins transparent, mais dont la richesse varie avec cette transparence.

Suivant que les filons se sont remplis par dépôt successifs de substances minérales en solution, ou par injection directe, les filons prennent des allures tout à fait différentes.

Les filons concrétionnés sont des filons réguliers, dont la puissance moyenne est de 2 à 3 mètres et dont le remplissage est formé de couches concentriques de gangues quartzeuses, de pyrites de fer, de chalkopyrites, de blendes et de galènes.

Au contraire, les filons injectés sont des gîtes irréguliers ayant une puissance très grande ; ils sont dûs aux roches éruptives dont les dépôts se sont formés par suite d'émanations internes.

Sous l'influence de certaines pressions de l'écorce terrestre, il s'est produit des failles, c'est-à-dire que la terre a subi des plissements qui se sont traduits par des fentes, dont un des côtés a subi un affaissement, par suite un dénivellement qui donne parfois un rejet.

Formés par ces failles, les filons prennent alors le nom de filons-failles ; ces filons possèdent alors des ondulations et sont sujets à des renflements et à des rétrécissements donnant naissance à des filons en chapelets.

Les filons-couches sont dirigés suivant des directions qui sont celles des plans de séparation des roches stratifiées.

On appelle : champs de fracture, des centres miniers dans lesquels passent un certain nombre de filons.

Ces filons sont orientés de certaines façons ; on a remarqué que les filons de même composition sont parallèles entre eux et que ceux qui présentent des orientations différentes sont de composition différente.

On a un système de filons lorsqu'on a plusieurs filons parallèles à une direction unique ; c'est ce qui a généralement lieu dans chaque pays.

Lorsque les filons possèdent différentes directions et qu'ils viennent sur des filons parallèles comme s'ils allaient se réunir en un point, on a des filons rayonnants ; quant aux filons-réticulés, ce sont ceux qui se dirigent dans tous les sens.

Si les filons font subir des rejets à la roche encaissante, on conçoit facilement que, s'il se trouve un filon dans cette roche, il doit aussi subir un rejet, tandis que le filon rejetant continue sa route.

Lorsqu'on est en présence de deux filons qui se croisent, on peut se rendre compte de leur ancienneté ; le filon le plus ancien doit être interrompu et forme le filon croisé ; le filon croiseur est, par conséquent, le plus récent et très souvent il y a déviation du croiseur qui suit le croisé.

Si la fente s'agrandit dans un filon ordinaire, on obtient alors un amas ; quant aux stockwerks, ce ne sont pas autre chose que des amas entrelacés.

Comme la roche n'est pas composée d'éléments homogènes, il en résulte que la solidification, qui s'est effectuée a provoqué des refroidissements différents et, par suite, des fissures irrégulières, dirigées dans tous les sens.

Les amas aurifères sont généralement plus riches que les filons, mais malheureusement leur étendue est peu considérable.

Sous le nom de poche, on désigne des amas irréguliers de minerai remplissant des cavités.

L'examen de ces poches est la plupart du temps la cause de nombreuses surprises dans les mines d'or.

Restent les gîtes détritiques, qui proviennent des roches existantes et qui ne sont pas autre chose que des formations sédimentaires contemporaines, produites soit à l'époque tertiaire, soit à l'époque quaternaire.

Au point de vue géologique, les gîtes aurifères peuvent se répartir ainsi :

I. Les gîtes en place parmi lesquels viennent se ranger :

1° Les gîtes subordonnés aux roches cristallines et aux terrains sédimentaires ;

2° Les gîtes subordonnés aux roches éruptives ;

3° Les gîtes filoniens.

II. — Les gîtes détritiques comprenant :

Les alluvions aurifères { Pliocène / Quaternaire.

I. — Gîtes en place

1° *Gîtes subordonnés aux roches cristallines et aux terrains sédimentaires.* — Ces gîtes peuvent se diviser en deux catégories :

α. — Amas.

β. — Couches.

α. — Les amas aurifères sont caractérisés par des masses, de forme lenticulaire, de quartz aurifère, associées à de la pyrite.

L'or se trouve en grande partie : dans le Silurien ; à l'étage du Cambrien, au Brésil, dans des schistes quartzo-micacés, tels que l'Itacolumite et l'Itabirite faisant partie, avec le gneiss, des roches stratifiées.

En Sibérie, on rencontre des gneiss aurifères.

Près de Zell, dans le Tyrol, l'or y est en inclusion dans des roches appartenant au terrain silurien ; on le voit, à l'état natif, sous forme de poudre ou de petites lamelles.

La Caroline renferme des schistes amphiboliques formés d'un agrégat de hornblende, pouvant donner lieu à un amas et contenant souvent du quartz aurifère.

Citons encore la présence de l'or natif sous forme de lamelles, dans le terrain huronien de la Géorgie.

β. — Les gites aurifères en couches appartiennent au terrain silurien ; ce classement nous paraît plus exact et M. Von Groddeck laisse de côté naturellement les terrains éocènes et miocènes de la Brie et de la Beauce, qui renferment des traces d'or dans des couches argileuses de meulière.

Jusqu'à présent, on ne rencontrait guère l'or dans les gites en couches, sauf dans la Tasmanie, le Queensland et la Nouvelle-Zélande faisant partie de l'Australasie.

Depuis la récente découverte des gîtes aurifères du Transvaal, dont le premier district trouvé fût celui du Kaap, en 1884, puis plus tard le fameux district du Witvatersrand avec son centre minier Johannesburg, on rencontra d'immenses gisements en couches.

Dans des saillies appelées reefs, l'or est renfermé, à l'état de division extrême, dans des conglomérats formés de matières siliceuses et ferrugineuses.

Ces conglomérats, qui ont été déposés par les eaux, se sont placés sous forme de couches.

Nous reviendrons, du reste, sur ces gisements dans l'étude des centres d'exploitation, lorsque nous parlerons du Transvaal.

2° *Gîtes subordonnés aux roches éruptives.* — Les gites subordonnés aux roches éruptives se présentent comme ayant une structure vitreuse, massive et dépourvue, par conséquent, de stratifications.

De plus, ils sont dépourvus de matières organiques, comme on le sait, et leurs gisements aurifères sont des gîtes d'injection.

On en rencontre dans les roches simples, de couleur verte, (la serpentine) dans la Sierra Nevada, au milieu du granit des États-Unis, dans les diorites aurifères de la Sibérie.

Dans l'Oural, l'or se trouve en inclusion dans des roches appelées bérésites, espèces de granulites.

Les trachytes aurifères de la Transylvanie, à Vorospatak et à Abdrudbanya, renferment de l'or en inclusion dans leurs roches acides.

Les gisements aurifères et stannifères ont une grande ressemblance et ce qui les distingue les uns des autres, c'est que l'or se trouve aussi dans les roches basiques de serpentines et de diorites, comme nous venons de le voir.

3° *Gîtes filoniens.* — Comme l'étain, l'or filonien se trouve souvent en relation avec la roche dont il provient.

Ainsi, par exemple, dans la Hongrie, on le trouve au milieu des roches acides trachytiques.

Le plus souvent, on le rencontre au milieu d'une gangue quartzeuse, avec de la pyrite de fer, comme au Colorado, à Bathurst, dans la Nouvelle-Galles du Sud, dans l'Oural à Bérézowsky, dans la Californie, et dans les filons de quartz aurifères du Transvaal.

L'or se trouve plus rarement dans une gangue quartzeuse sans être associé à des sulfures.

Nous devons citer, parmi les différents filons de quartz aurifères, ceux de Schemnitz, en Transylvanie, d'Alayna dans le Mont-Rose, des filons trouvés dans la concession de Watana et à Sumatra.

L'or se rencontre dans les terrains sédimentaires et dans les roches éruptives ; on en trouve encore dans les roches métamorphiques qui sont des roches d'origine sédimentaire ou ignée, transformées par une action quelconque dans leur structure et leur composition chimique.

Des gîtes métamorphiques se sont formés pendant la période tertiaire au voisinage des roches éruptives; la Serbie, par exemple, renferme de petites quantités d'or dans des roches avec une foule d'autres métaux.

Généralement, le rendement fait que ces roches sont inexploitables.

Dans les terrains sédimentaires du Pays de Galles, dans le Mérionethshire, il y a des filons quartzeux avec des pyrites de fer, de la galène, et de la chalkopyrite.

Certains filons de chalkopyrite aurifère se rencontrent au Colorado : ce sont des filons de cuivre auro-argentifère nécessitant dans le traitement de ses minerais d'or une fonte cuivreuse que nous indiquerons dans la Métallurgie.

Le mispickel renferme souvent des traces d'or dans le Plateau-Central et dans le Cantal, ce qui le rapproche de l'étain.

Citons encore les filons tellurés de la Transylvanie dont les types principaux sont à Nagyag et Offenbanya.

Enfin, les arsénio-sulfures dans certains filons du Mansfeld qui donnent, au point de vue du traitement métallurgique, le maximum de difficultés.

II. Gîtes détritiques. — Alluvions aurifères.

Sous le nom d'alluvions aurifères, on désigne des formations sédimentaires de l'époque contemporaine, qui contiennent de l'or en paillettes, en grains, en pépites. Ces alluvions sont dues à des érosions mécaniques, accompagnées la plupart du temps de phénomènes chimiques.

En effet, ne voit-on pas souvent les eaux pluviales contenant de l'acide carbonique, dissoudre le carbonate neutre de chaux, pour le transformer en carbonate acide de chaux soluble :

$$CO^3Ca + CO^2 = CO^3Ca\,CO^2$$

ou simplement la destruction des roches calcaires par la présence seule de l'acide nitrique.

Sur les roches feldspathiques, il se produit aussi des actions analogues de la part des eaux qui, tour à tour, leur font perdre l'éclat, la transparence et enfin, en les désagrégeant complètement, les transforment en kaolin.

Wilkinson, en considérant dans les alluvions la présence des nuggets à la partie supérieure et de l'or concrétionné, qui ne se trouve pas dans les filons, admet que deux causes sont en jeu :

1° Causes mécaniques par lesquelles les alluvions proviendraient d'érosions de filons.

2° Causes chimiques par lesquelles l'or se serait précipité par des corps étrangers.

Alluvions pliocènes.— Les alluvions anciennes, antérieures aux basaltes ou deep placers, appartiennent à l'époque pliocène et se trouvent en grande quantité dans les monts Ourals, la Colombie, la Californie et l'Autralasie.

Dans la Californie, les alluvions aurifères forment d'immenses gites sur les contreforts des vallécs et remplissent les ravins des plateaux de la Sierra-Nevada.

On explique la formation de ces alluvions, qui se trouvent à plusieurs centaines de mètres au-dessus du niveau des fleuves et des rivières et bien au-dessous des gites en place avoisinants, par une désagrégation des roches en place, due à leur immersion totale par les eaux.

Ces eaux creusant alors les vallées auraient déposé des sables et des graviers dans les ravins.

En raison de sa densité, l'or se trouve généralement proche de la roche dont il provient et est accumulé dans les placers.

Ces placers sont souvent recouverts par des basaltes dues à des éruptions volcaniques et la couche basaltique est quelquefois assez importante pour atteindre une cinquantaine de mètres.

Ces gîtes aurifères, qui prennent alors le nom d'alluvions recouvertes, sont excessivement nombreux en Californie.

Dans la province de Victoria, si l'on considère les alluvions provenant de l'époque miocène, l'or ne s'y trouve pas ; mais on voit, au contraire, dans le pliocène, des allu-

vions aurifères recouverts par des basaltes résultant de l'époque tertiaire.

2° *Alluvions quaternaires.* — Les alluvions récentes, postérieures aux basaltes, sont dues à des dépôts fluviaux qui se rencontrent sur les rives et même quelquefois dans l'inrieur des terres.

Généralement, les alluvions aurifères de cette époque ne forment pas des placers excessivement riches ; nous citerons, parmi les plus importants, les nombreux placers de la Sibérie, de l'American-River, en Californie.

Citons encore, parmi les placers Californiens, ceux qui sont situés dans la vallée du Stanislaus, de Tuolumne, et tout autour de la ville de Folshum ; enfin, les placers de Ligurie et ceux du Siam, découverts récemment.

Au point de vue de la genèse des placers peu profonds, ou shalow-placers, on doit les considérer comme résultant de la désagrégation des roches et des placers profonds ou deep-placers.

Nous devrons maintenant, pour terminer l'étude sommaire des alluvions aurifères, citer les alluvions de l'époque actuelle.

Elles résultent du dépôt continuel qui se fait tous les jours dans nos cours d'eaux et nos fleuves.

Les rivières, charriant des alluvions aurifères, sont nombreuses.

En France, nous en possédons plusieurs dont la richesse aurifère est à peu près nulle ; mais, cependant il n'y a que quelques années, l'Ariège, la Garonne charriaient encore assez de paillettes d'or pour permettre l'industrie spéciale de l'orpaillage.

Aujourd'hui, en Europe, la Moselle, l'Elbe et le Rhin charrient encore quelques paillettes d'or.

En Sibérie, il y a de nombreuses rivières aurifères ; en Californie, le Sacramento et ses affluents charrient l'or dans de bonnes proportions.

§ 2. — *Différentes variétés de l'or dans la nature.*

L'or se trouve, à l'état natif, soit sous forme de petits grains, soit en dendrites ou en cristaux irréguliers, soit en cristaux bien formés appartenant au système cubique.

En masse, l'or forme des pépites ; on en a trouvé en grand nombre surtout dans l'or australien et californien.

La pépite du docteur Kerr, découverte sur le Turon, pesait un quintal ; le Welcome Nugget, pesant 68 k. 13, fut vendu 157500 fr. ; en 1892, on a trouvé, en Australie, une pépite valant 750000 fr. dont le poids est de 275 k. ; cette pépite fit la fortune des propriétaires de la mine plongés dans la misère.

On rencontre de l'or en dendrites dans certaines mines de la Bavière, à Salzbourg, par exemple ; de l'or cristallisé dans les mines d'Abdrubanya, en Transylvanie.

L'or se trouve souvent dans les roches quartzeuses, mais presque toujours associé à d'autres métaux ; dans les alluvions aurifères, on le rencontre le plus souvent mêlé à du fer oxydulé.

Allié à l'argent, l'or prend le nom d'électrum ou or argental ; lorsqu'il contient plus de 20 0/0 d'argent, la couleur jaune de l'or devient de plus en plus claire et la densité s'abaisse jusqu'à 12.5.

L'or argental se rencontre dans le Brésil et la Transylvanie.

Avec le rhodium, l'or forme la rhodite, minerai qu'on rencontre dans le Mexique et la Nouvelle-Grenade ; la rhodite contient de 34 à 43 0/0 de rhodium.

La porpézite, où l'or se trouve associé au palladium, se rencontre en petits grains, de couleur jaune pâle, dans certaines mines aurifères du Brésil ; le plus souvent, il est associé à de l'iridium et du platine ; la porpézite contient près de 10 0/0 d'or.

Associé au bismuth, l'or prend le nom de maldonite et se rencontre dans la colonie australienne de Victoria ; elle est composée de 64 à 36 0/0 de bismuth et se présente avec une couleur blanche qui vire de plus en plus au brun sous les influences atmosphériques.

Le tellure donne aussi lieu à des associations aurifères.

En Transylvanie, dans la province de Victoria, dans la Californie et dans le Colorado, les tellurures aurifères sont associés à de l'argent, qui forme la majeure partie du minerai ; on y trouve souvent du cuivre, comme dans les tellurures aurifères du Colorado, et, quelquefois, du plomb en quantité assez notable, jusqu'à 12 0/0.

La krémrite est un tellurure aurifère lamelleux renfermant de l'argent, que l'on rencontre dans la Transylvanie, à Nagyag, mélangé à des pyrites, du quartz et du manganèse.

La Nagyagite, qui se trouve encore à Nagyag et à Offenbanya, est un tellurure aurifère contenant de l'antimoine, du plomb et du cuivre.

En Transylvanie, la sylvanite est un tellurure auro-argentifère contenant jusqu'à 30 0/0 d'or et 14 0/0 d'argent ; cette sylvanite se trouve à Offenbanya, par exemple, où elle existe dans des filons de puissance excessivement faible, comparables à l'épaisseur d'une feuille de papier, au milieu de trachytes amphiboliques.

Le district californien de Calaveras renferme aussi un minerai telluré auro-argentifère : la calaverite, ne contenant pas plus de 3 0/0 d'argent.

Toutes les exploitations de tellurures aurifères sont rendues très difficiles à cause de la faible puissance de leurs filons.

L'or se trouve le plus souvent associé à des sulfures de fer ; mais, plus rarement, à de la galène, de la blende, de la chalkopyrite, des sulfo-antimoniures et des sulfo-arséniures.

On rencontre souvent, dans les deux Carolines et la Géorgie, dans des amas lenticulaires ou sous forme d'imprégnations, différentes associations de l'or, par exemple : de l'or avec du tellurure de bismuth dans un schiste chloriteux.

On a constaté de même la présence de l'or avec grenat et tellurure de bismuth dans un gneiss amphibolique, puis de l'or cristallisé, associé à des mispickels et scorodites, dans des terrains schisteux.

Enfin, le mercure, comme on le sait, a une grande affinité pour l'or ; aussi, le trouve-t-on sous forme d'amalgames naturels.

On en rencontre en Nouvelle-Calédonie où il renferme jusqu'à 39 0/0 de métal précieux.

§ 3. — *Propriétés physiques de l'or.*

L'or est un métal de couleur jaune, un peu rougeâtre, très brillant, d'où le proverbe : « tout ce qui brille n'est pas or », cristallisant dans le système cubique ; il est complètement dépourvu d'odeur et ne possède aucune saveur.

C'est, entre tous, le métal le plus malléable et le plus ductile ; il peut être transformé par le laminage en feuilles extrêmement minces, qui ont quelquefois une épaisseur voisine de un treize millième de millimètre ; par étirement, on peut obtenir avec 1 gramme d'or, un fil de 3 kilomètres de long.

L'or devient très fragile quand il renferme de petites quantités de sélénium, d'arsenic, de bismuth, d'étain et de cobalt.

L'or, qui contiendrait seulement un deux millième de bismuth, serait exempt de toute malléabilité. Au point de vue de la ténacité, l'or est beaucoup moins résistant que le cuivre, le fer, le platine et l'argent.

Sous une pression de 68 kg. 200, il y a rupture d'un fil de 2 millimètres de diamètre.

La densité de l'or est sensiblement différente suivant qu'il est écroui ou fondu ; écroui, elle est égale à 19,65 ; fondu, elle est de 19,25.

Comme tous les métaux, l'or se dilate sous l'influence de la chaleur ; son coefficient de dilatation est de 0,001460 ; il entre en fusion à 32° du pyromètre de Wedgwood. Pouillet lui a trouvé un point de fusion égal à 1381° ; d'après Ed. Becquerel, l'or fonderait à 1037°.

Lorsque l'or est en fusion, il paraît vert ; sa chaleur spécifique est 0.0324.

D'après Calvert et Johnson, l'argent étant considéré comme ayant une conductibilité calorifique, représentée par 100 à 19°, celle de l'or serait de 73° ; si l'on a affaire à un alliage d'or et d'argent, la conductibilité électrique pourra aller jusqu'à 30.

L'or peut se souder à lui-même, sans entrer en fusion ;

sous l'influence du brunissoir, l'or, précipité sous forme de poudre brune, prendra l'éclat métallique et formera une masse cohérente si l'on vient à exercer une forte pression.

D'après les recherches de M. Lecoq de Boisbaudran, sur l'analyse spectrale de l'or, il résulterait qu'elle est beaucoup moins sensible qu'avec les métaux tels que le sodium, le lithium et le strontium ; par conséquent, si l'on veut effectuer la recherche de traces d'or, il faudra employer la voie chimique.

§ 4. — *Propriétés chimiques de l'or.*

L'or est un métal inaltérable ; cette propriété le fait rechercher dans bien des cas.

L'air, l'oxygène, l'ozone n'ont aucune influence sur lui ; il en est de même de l'eau et de certains acides, tels que l'acide sulfurique, l'acide azotique et l'acide chlorhydrique.

Cependant, l'or est attaqué par un mélange d'acide azotique et d'acide chlorydrique : il se forme un chlorure d'or ; le mélange, employé généralement et connu sous le nom d'eau régale, se compose de 1 partie d'acide azotique et 4 parties d'acide chlorydrique.

Si l'on fait passer un courant de chlore gazeux ou de brôme, il y a attaque complète et transformation en chlorure et bromure d'or.

Quant à l'iode, il n'agit pas à froid ; son action se fait sentir à 50° sous l'influence de la lumière solaire.

Les acides halogénés donnent aussi, avec l'acide azotique, une eau régale capable de dissoudre l'or.

Un mélange de quatre parties d'acide bromhydrique et

d'une partie d'acide azotique formera une eau régale donnant un bromure d'or ; avec l'acide iodhydriqne, le résultat final serait naturellement un iodure d'or.

L'acide sélénique attaque aussi l'or avec formation d'acide sélénieux.

D'après Nicklès, les perchlorures, les perbromures et periodures métalliques attaquent l'or, mais il n'en est pas de même pour le perchlorure, le perbromure et le periodure de fer.

Avec un mélange d'acide sulfurique et d'acide azotique, l'or se dissout, mais il se précipite de sa dissolution si l'on vient à l'étendre d'eau.

D'après A. Reynols, si l'on électrolyse une solution de 9 parties d'acide sulfurique avec une partie d'acide azotique, dont l'électrode positive est une lame d'or et l'électrode négative une lame de platine, l'or se dissoudra.

Berthelot a constaté, en remplaçant le mélange d'acide azotique et d'acide sulfurique par de l'acide sulfurique étendu, que de l'or et de l'oxyde sous-aureux venaient se déposer sur l'électrode négative en platine.

Inattaquable par les alcalis à froid, l'or l'est cependant quand ils sont en fusion au contact de l'air.

L'azotate de potassium l'attaque, dans tous les cas, lorsqu'il est en fusion ; il n'en est pas de même pour le chlorate de potasse qui n'a aucune action sur lui.

Le cyanure de potassium produit aussi une attaque de l'or et c'est sur cette propriété qu'est basé le procédé de Mac Arthur-Forrest dans l'exploitation de l'or au Transvaal, en le précipitant de sa solution par des copeaux de zinc, puis en volatilisant le zinc pour obtenir l'or à l'état métallique.

Lorsqu'il est en solution, on peut l'en précipiter au moyen de corps réducteurs, organiques ou minéraux. Tels sont : l'acide oxalique, le sulfate ferreux, le nitrate mercureux, sous forme de poudre brune, qui reprend l'éclat métallique par le frottement.

Pour précipiter l'or à l'état métallique, lorsqu'on a affaire à un composé quelconque contenant de l'or et ne pouvant pas être dissous directement par l'eau, on attaquera la substance proposée par de l'eau régale, on ajoutera de l'eau pour redissoudre le résidu et, filtrant ensuite, on effectuera la précipitation de l'or au moyen d'un des corps précédents.

L'atome étant la plus petite quantité d'un corps qui puisse entrer en réaction, l'atome de l'hydrogène étant pris pour unité, un corps sera dit monoatomique, diatomique, triatomique, lorsqu'en rentrant dans une réaction, il se combinera ou tiendra la place de 1, 2 ou 3 atomes d'hydrogène.

Le chlore est un corps monoatomique par rapport à l'hydrogène, ce que l'on voit par exemple dans HCl ; puisque nous avons pu trouver à l'analyse chimique un corps de formule $AuCl^3$, qui est le chlorure d'or ordinaire ou trichlorure d'or ou chlorure aurique, l'or sera donc un métal triatomique.

Connaissant aussi le composé AuCl, chlorure aureux ou protochlorure d'or, il est, dans ce cas, monoatomique.

On retrouve ces différentes atomicités dans Au^2O (oxyde aureux) et Au^2O^3 (oxyde aurique).

Il est donc susceptible de deux atomicités différentes : il est tantôt monoatomique, tantôt triatomique.

Le poids atomique de l'or ou poids de l'atome a été obtenu par Berzélius en réduisant par l'hydrogène le chlorure double d'or et de potassium ; il a trouvé le nombre 196,66. On prend généralement 196,70.

CHAPITRE III

L'OR DANS LES PAYS DE PRODUCTION

Le but,que nous nous proposons dans ce chapitre, est de parler des divers centres d'exploitations aurifères qui méritent un certain intérêt.

S'il fallait répondre à cette question « dans quel pays se trouve l'or ? » la réponse serait aisée.

L'or se trouve partout, mais malheureusement il est souvent disséminé à un tel point que le minerai devient inexploitable ; et, cependant, 20 grammes d'or à la tonne suffisent pour permettre une exploitation, dans certains cas.

On commença à exploiter l'or dans les rivières où l'orpaillage naquit avec la première battée, instrument de travail des orpailleurs ; ensuite, ce furent les shallow-placers, puis les deep-placers que l'on attaqua.

Après cette période, l'homme ne se contentant plus des alluvions aurifères recourut alors à l'or filonien. La production aurifère devait forcément subir un nouvel élan, à l'aide des perfectionnements que l'on apporte journellement dans les moyens d'exploitation et de traitement.

C'est pourquoi l'on voit la production des gîtes aurifères augmenter sans cesse.

En faisant la somme de la production aurifère de 1884 à 1893, on trouve le chiffre de 6074700000 francs se répartissant ainsi :

1884.	526900000
1885.	564700000
1886.	549200000
1887.	547700000
1888.	570500000
1889.	6398000 0
1890.	507100000
1891.	624400000
1892.	677807000
1893.	784600000

La découverte récente des gisements du Transvaal et de Coolgardie, de même que ceux du Cap, en 1891, dans la région du Prince Albert, feront certainement accroitre encore la production aurifère, si l'on tient compte que rien que le Transvaal a produit, en 1894, le chiffre respectable de 2024159 onces d'or, c'est-à-dire la somme de 184192469 francs.

Nous allons faire l'étude des différents pays renfermant des gîtes aurifères, en commençant par les états d'Europe.

§ I. — EUROPE

A part les gîtes aurifères de la Hongrie, de la Russie et de l'Italie, l'Europe ne contient pour ainsi dire pas d'or.

Certainement, si l'on se reporte à l'histoire, on voit qu'il n'en a pas toujours été ainsi et que cette partie du

monde eut aussi, à son heure, ses richesses aurifères.

La France même a été le siège de nombreuses exploitations ; ces exploitations, il est vrai, ont porté surtout sur l'or provenant des alluvions ; il en est de même pour les autres pays de l'Europe.

France. — En France, à proprement parler, il n'y a plus de mines d'or ; on a pourtant exploité dans les montagnes d'Oisans, situées dans l'Isère, une mine de quartz aurifères appelée mine de la Gardette, qui est maintenant complètement abandonnée.

Il en est de même des mines de Isturitz, dans les Basses-Pyrénées. Autrefois, l'extraction de l'or était grandement pratiquée en France surtout dans les rivières qui charriaient de l'or sous forme de paillettes, mêlées à diverses substances telles que des corindons et du fer oxydulé.

L'orpaillage se faisait surtout dans le Rhône, la Garonne, l'Arve, le Gier, l'Ariège et l'Adour.

Ces rivières, autrefois célèbres par leur production aurifère, se sont peu à peu appauvries, si bien qu'aujourd'hui les orpailleurs ont complètement délaissé cette industrie, jadis si florissante.

L'Ariège charrie encore des paillettes d'or qui sont très disséminées et l'on compte qu'il faut travailler 700000 kilogrammes d'alluvions pour obtenir 1 kilogramme d'or, vingt paillettes d'or pesant à peine 1 milligramme.

Il y a 35 ans environ, il s'était constitué, en France, une soéiété, dite des Gites aurifères du Midi de la France, qui construisit une machine spéciale pour le traitement des alluvions aurifères de l'Ariège.

Suisse. — La Suisse, pas plus que la France, ne renferme de véritables gisements aurifères ; cependant, il faut citer les gisements aurifères de Gondo.

Les gisements aurifères de Gondo sont situés près de la frontière italienne, dans le canton du Valais, sur la route du Simplon, où se trouve une concession de 3600 hectares.

La mine de Gondo fait partie du même soulèvement que le Monte-Rosa et possède des filons E. 40° N. se dirigeant vers le sud sous un angle de 32° ; ces filons, bien dessinés, ont une puissance de 0 m. 40 à 1 mètre et sont encaissés dans un gneiss très dur.

La gangue des minerais aurifères est formée par du quartz renfermant de 20 à 25 grammes d'or à la tonne ; l'or y est associé à de la pyrite de fer et de cuivre.

Les filons se rapportent à deux systèmes différents, celui du Monte-Viso et celui du Mont-Serrat : en certains endroits, les deux filons se traînent à côté l'un de l'autre et l'exploitation se fait comme si l'on était en présence d'un seul filon.

Outre l'or contenu dans le minerai, dont la proportion est assez variable, on y rencontre une notable quantité d'argent.

Espagne. — Peu de chose à dire sur les gîtes aurifères espagnols, si ce n'est qu'on tenta d'exploiter une mine dans le terrain primitif du cap de Creus ; mais, on n'obtint que des résultats très médiocres.

Italie. — L'Italie produit un peu d'or dans les mines de Macugnana, où le minerai y est traité par amalgama-

tion ; dans les eaux d'Antrona et d'Anzasca, dans la province de Pallenza.

En 1860, la production italienne était de 190 kilogrammes d'or.

En 1890, on la voit descendre à 156 kg. ; 100 kg. environ ont été fournis par la fonderie de Pertusola.

La majeure partie de l'or italien provient des mines de Macugnana et de Pestarena, dans le Monte-Rosa et le Simplon.

Dans le Monte-Rosa, on a fait des travaux d'exploitation dans trois divisions : Pisse, Kreas et Mud.

La division de Pisse comprend 5 filons : le Vincente, le Mamelone, le Salate, le Rosita et le Cimalegna.

On exploite encore l'or dans quelques placers de la Ligurie.

Angleterre. — A part quelques traces d'or dans le Cornwaal et dans le Pays de Galles, l'Angleterre ne permet pas de donner lieu à des exploitations suivies.

Dans le Coernavonshire et Merionethshire, on rencontre quelques mines d'or.

Allemagne. — Près de Schwartz, on rencontre quelques quartz aurifères, dans les mines de Zell ; on en trouve aussi à Pfundenberg près de Clausen, à Sieglitz, à Borgo et à Rauris.

Nous devons citer spécialement certaines exploitations situées dans le district minier du Hartz, contenant des galènes auro-argentifères, à Goslar et à Clausthal.

Les alluvions aurifères sont charriées par le Rhin, et le commerce de ces alluvions, qui se fait entre Bâle et

Mannheim, ne dépasse guère plus de 50000 francs par an.

Autriche-Hongrie. — En Europe, l'Autriche-Hongrie est le pays producteur de l'or par excellence ; mais, malheureusement, les gîtes aurifères de la Transylvanie sont loin d'être exploités comme ils devraient l'être.

Très routiniers, en Transylvanie on n'exploite encore l'or qu'avec des moulins tyroliens, qui sont la plupart du temps dans un état piteux.

L'or se trouve dans différentes régions : à Nagybanya, à Schemnitz et à Zalathna, qui signifie la ville d'or.

On rencontre aussi des mines d'or en Autriche, à Salzbourg ; et, en Bohême, dans des filons quartzeux, près d'Eule et à Tok.

Les centres miniers de Nagybanya comprennent les mines de Nagybanya, de Miszbanya, d'Ohlapas, de Felsobanya, qui sont composées de cuivres argentifères et de galènes argentifères, dans lesquels l'or est très disséminé.

C'est dans le centre minier de Schemnitz que la production aurifère est la moins considérable; après avoir fondu les minerais, on les envoie à Kremnitz et à Neusohl, qui sont les centres d'affinage.

Quant aux mines hongroises d'Abrudbanya, elles produisent plus de la moitié de l'or provenant de la Hongrie.

La contrée d'Abrudbanya, comprend : les mines d'Offenbanya, de Taplitza, Vorospatak, Parkoura et Nagyag.

C'est à Zalathna que sont fondus leurs minerais tellureux.

La Transylvanie est formée par des massifs trachytiques où l'on y trouve des filons de quartz, de pyrites et de tellu-

rures aurifères, tels que à Kirnik, Ruda, Vulkoj, Stefan-la-Tufa, Fericzel, Vorospatah et Pietra-Szaka.

Les tellurures aurifères ne sont guère exploités qu'à Offenbanya et à Nagyag.

La production aurifère de la Transylvanie est un peu plus de 4 fois plus grande que celle des autres états de l'Europe.

Autres Etats de l'Europe. — En Suède, les mines de Fahlun possèdent des chalkopyrites aurifères ; on trouve encore les mines d'Adelfors, dans la province de Smoland.

Les alluvions aurifères sont charriées dans certaines rivières de la Turquie et de la Grèce.

Russie d'Europe. — Dans la Russie d'Europe, il se trouve une veine de quartz aurifère, près du lac Ladoga, qui est coupée la plupart du temps par de la serpentine, de la diorite et du porphyre.

L'exploitation de Berésowsk, qui signifie bouleau, fournit des minerais quartzeux.

Les mines d'Ouspensk sont situées à une cinquantaine de kilomètres de Troitzk et semblent donner un assez bon rendement.

A Stolbensk, on rencontre des alluvions aurifères provenant de la désagrégation de roches quartzeuses, mêlées à du platine, du fer oligiste, et des grenats ; en traitant ces alluvions, on obtient un rendement moyen de 2 grammes d'or à la tonne. On rencontre l'or dans certains terrains primitifs, dans les districts de Newjansk et Goroblagodatsk.

§ 2. — ASIE

L'Asie possède des gisements aurifères en assez grandes

quantités ; la Russie occupe la première place. Les Indes, le Siam, le Tonkin, la Chine renferment aussi de l'or.

En Sibérie, de nombreux placers aurifères donnent lieu à des exploitations productives.

La Chine possède aussi des gîtes aurifères, mais il est difficile de connaître exactement ces gisements, ce pays étant très mal étudié ; de plus, les facilités d'exploitation manquant complètement, les font abandonner de la part de ceux qui veulent tenter de les exploiter.

Le Tonkin renferme quelques alluvions aurifères dont on peut tirer un bon parti.

Russie d'Asie. — Depuis fort longtemps, on savait qu'il existait des gîtes aurifères dans l'immense Empire russe. Pierre le Grand tenta de les exploiter et il faut se rapporter à l'année 1745 pour voir la première usine fonctionner dans le district de Kemsk.

La Russie d'Asie exploite l'or dans trois régions différentes :

1° L'Oural ;
2° La Sibérie Orientale ;
3° La Sibérie Occidentale.

1. Oural. — Dans l'Oural, on trouve des filons de quartz aurifères. Les principales exploitations se font à Bérésovsk, situé près d'Ekaterinenbourg, comprenant deux districts : celui de Bérésovsk, dans lequel se trouve le centre minier de Pychma.

Le deuxième district, qui contient surtout des placers, ne comprend que de petites exploitations.

C'est dans les filons du centre minier de Bérézovsk que

l'on rencontre la bérézite, espèce de granit, se trouvant dans des schistes métamorphiques au milieu de pyrites de fer.

Les gisements de Pychma sont constitués par de petits granits aurifères, appelés microgranits, contenant du carbonate de magnésie.

Certains placers se trouvent près de la rivière Kour et du Rioni.

Les mines de Balga-Dah, près du mont Taurus, produisent des minerais tellureux.

Le traitement des minerais aurifères se fait le plus souvent par lavage et amalgamation.

L'or extrait par distillation de l'amalgame est ensuite envoyé dans les fonderies de l'Etat.

A Ekatérinenbourg, l'on reçoit l'or provenant de l'Oural ou du district de Bérésovsk. Irkoutsk reçoit l'or provenant de l'Amour, de la Transbaïkalie, de l'Olekma, du littoral, des bassins de Béruissa et de Vitim.

Enfin, Barnaoül, qui est la troisième fonderie de l'Etat, traite l'or provenant des districts de Krasnoïarsk, de Minoussinsk, de Tomsk, d'Amolinsk, d'Atchinsk, de Sémiretchensk et de Sémipalatinsk.

2° Sibérie. — De nombreux placers aurifères se trouvent dans la Sibérie; il faut citer ceux compris dans les territoires de :

Tomsk, dans l'Altaï ;
Orenbourg ;
Akmolinsk ;
Yakoutsk ;
Amour ;
Transbaïkalie ;

Semipalatinsk ;
Littoral.

Quant aux mines de quartz aurifères, on ne les rencontre guère que dans les territoires de :

Orenbourg.
Transbaïkalie ;
Yénisseïsk et Tomsk, dans l'Altaï.

Aux environs d'Irkoutsk, se trouvent un assez grand nombre de placers, parmi lesquels les placers de Kansk et de Nymé-Oudinsk datent de 1835. Les placers les plus productifs sont ceux de la Léna, qui comprend les deux placers de la rivière Olekna et Vitim, exploités par des compagnies russes.

D'après Boulangier, il résulterait à la suite de son voyage en Russie, que certaines compagnies, parmi lesquelles les compagnies de Verkné-Amourski et de Djalonskaïa, exploitent des placers sur le fleuve Ilikame et réalisent des bénéfices considérables qui vont jusqu'à 200 0/0.

Citons encore les placers de Yénisseïsk, d'Irkoutsk, de Kansk, de Minoussinsk.

Dans la région de l'Oussouri, voisine du fleuve Amour, il y a de nombreuses exploitations aurifères.

En Sibérie, le terrain appartient soit au cabinet de l'Empereur qui possède les districts de l'Altaï avec son centre minier de Zméof, de Transbaïkalie et la plus grande partie du district de l'Amour, soit à l'Etat.

Des concessions de mines sont accordées ; mais, il faut payer des impôts fonciers variant avec le district et une redevance d'après la proportion d'or extraite.

M. Ivan Kablukov, professeur agrégé de chimie à l'Université impériale de Moscou, a été assez aimable pour nous donner quelques renseignements sur son beau pays.

Une particularité de la gestion des mines d'or en Russie est que l'or appartenant à l'Etat, l'or extrait du sol russe, ne peut servir qu'aux usages monétaires.

. Quant à l'or servant à la fabrication des bijoux, de l'orfèvrerie, on le fait venir de l'étranger.

La production aurifère russe s'est élevée, pour l'année 1894, à 125.000.000 de francs.

Chine. — Comme nous l'avons dit en commençant l'étude des divers pays d'Asie, la richesse minière de la Chine est pour ainsi dire inconnue et certainement elle doit posséder des mines d'or importantes.

On sait cependant que plusieurs gisements aurifères se trouvent dans la province de Fo-Kien, dans des terrains de transition. Parmi les placers aurifères chinois, on peut citer les placers de la province de Quang-duk, la rivière de sables d'or ou Yantze-kiang et la rivière d'or de Kin-ho.

Japon. — Au Japon, quelques mines aurifères sont assez bien exploitées près d'Ohosaka et dans l'ile de Sado.

Tonkin, Annam, Cochinchine, Cambodge. — Au Tonkin, on n'exploite guère que quelques mines et certainement ses richesses aurifères se révèleront un jour.

Des demandes de concession ont lieu continuellement.

Presque toutes les provinces du Tonkin, qui contiennent des gisements aurifères, sont l'objet d'exploitations défectueuses, ce qui les fait presque toujours abandonner.

L'explorateur Dupuis a signalé la présence de nombreux placers aurifères, sur les bords du fleuve Rouge, dans sa partie supérieure.

Il ne faut guère regarder que la province de Son-Tay comme exploitant d'une façon un peu sérieuse ses gites aurifères.

Parmi les mines en exploitation de la province de Son-Tay, nous devons citer celles de Tuy-Co-To, Song et Mong-Hoa-Sach, dans le huyen de Bat-Bat, sur la rivière Noire.

Les gisements des autres provinces sont beaucoup moins importants et, en partie, inexploités.

Dans la province de Cao-Bang, on trouve des gîtes aurifères à Phu-Noï, à Ha-Ba, à Tink-Da et à Vinh-Giang.

Les principaux gisements de la province tonkinoise de Huong-Hoa sont à Bon-Lo, à Gia-Nguyen et à Huong-Son-Dong; cette dernière mine, qui fut exploitée en 1811, est peu productive.

Quelques mines, qui se trouvent dans la province de Lang-Son, sont à peu près abandonnées; ce sont les mines de Dong-Boc, Hun-Lanh, Na-Ba, Nong-Don.

Dans la province de Tuyen-Quang, il n'y a guère que trois centres miniers à Bach-Nga-Lien, Lang-Caï-Dao-Vien.

Enfin, la province de Thaï-Nguyen, dans laquelle se trouve Don-Mang, renferme des gîtes aurifères importants; à San-Thuy, de riches filons furent découverts, en 1848, et exploités ensuite avec succès, si l'on veut tenir compte des faibles connaissances dont disposent les habitants sur l'exploitation et le traitement des minerais aurifères. Nous rencontrons encore les filons de Bruu-Nan.

Les mines d'or de Hoï-Nguan sont à peu près les seules qui sont exploitées.

Dans l'Indo-Chine, dans les environs de Mi-Duc, se trouvent des alluvions aurifères.

Indes. — L'or indien est fourni surtout par des placers situés dans la province de Madras.

Certaines Compagnies, telles que Nundydroog-Mysore, Balaghate-Mysore, ont entrepris depuis ces dernières années des exploitations dans la province de Mysore.

Citons d'autres gisements à Nagpour, à Bellorvadi et à Salem.

La production de l'or indien paraît devoir suivre une marche ascendante si l'on en juge par la production en onces des principales compagnies pendant le premier trimestre de l'année 1895.

Balaghat	1.306	onces
Champion Reef	16.911	—
Coromandel.	1.328	—
Mysore	15.579	—
— Reefs	6.188	—
— Wyand W.	2.296	—
Nine Reefs.	1.593	—
Nundydroog	9.364	—
Ooregum	16.276	—
Yerrakonda	1.116	—
	71.954	— (1)

tandis que, en 1894, le premier trimestre produisait d'après la Golden Review 48.934 onces seulement.

Siam. — En 1894, la question des mines d'or siamoises a été trop souvent agitée pour que nous n'en disions pas quelques mots, surtout que le pays a paru à plusieurs reprises être prêt pour les exploitations aurifères.

(1) Le poids de l'once est de 31 gr. 09.

Presque toutes les mines d'or sont jusqu'à présent entre les mains de compagnies anglaises et une réaction a semblé vouloir se faire sentir au Siam où une compagnie française s'est établie. Il serait heureux que ses efforts fussent couronnés de succès.

On sait que le Siam est borné au nord par le Yunnam, à l'est par le Tonkin et l'Annam, au sud par le Cambodge, et à l'ouest par la Birmanie.

On a constaté, entre le massif de Korat et de Chantaboun, la présence de l'or sur plus de 450 kilomètres.

Les mines d'or de Watana se trouvent au sud-ouest de Watana.

La concession de Watana est de 153 kilomètres carrés et comprend le filon Schaw de 1500 mètres de long environ, qui fut découvert par M. Weiss ; sa puissance est de $0^{m}75$; le filon croiseur a une puissance de 1 mètre à 1 mètre 10.

Citons encore les filons Sainte-Barbe, Man-Ching, Mato, Weiss, Jacob et Bonaud, ces deux derniers filons découverts dans le courant de l'année 1895.

Du côté de Sakeo et de Bukhanon on a fait des recherches.

La rivière Khao-sa-Kam et la plaine Nang-Ching renferment des alluvions aurifères.

Les minerais du Siam sont des quartz aurifères ; ils paraissent très riches, mais reste à savoir si, dans la suite, cette richesse se maintiendra. Ce n'est que le temps qui nous l'apprendra.

SUMATRA. — Sumatra serait une île très riche en or, s'il fallait en croire le rapport du portugais Fernand Mindez Pinto qui fut envoyé dans cette île par le stathouder de Malacca, en 1549.

A Salida, au sud de Padang, des efforts furent tentés, en 1761, par la compagnie des Indes orientales pour exploiter les mines d'or de Sumatra ; cette compagnie échoua faute d'organisation.

L'or se trouve dans presque toute la côte ouest de Sumatra, dont la constitution géologique a de grandes ressemblances avec celle du sud-est de l'Australie.

Au point de vue des minerais, ce sont des quartz associés à des pyrites de fer, de cuivre et des galènes.

Deux régions comprennent d'importants gisements aurifères, dont la plupart ne sont même pas exploités par les habitants du pays.

Au nord, entre l'Ophir et les volcans Loubon Rajah.

Au sud, entre le pic d'Idrapoura et le volcan de Mérapi.

C'est à Kottak-Nopan, à Rau et à Mandehling que se trouvent les plus importants.

L'extraction de l'or à Sumatra est faite par les habitants, de la façon la plus primitive, ce qui a toujours empêché l'extension de ses exploitations aurifères.

§ 3. — AFRIQUE.

Si l'Afrique n'a pas encore été le siège de nombreuses exploitations aurifères dans toute l'étendue de son territoire, elle s'est signalée surtout par l'abondance de l'or concentré sur plusieurs de ses points.

Dans la République Sud-Africaine ou Transvaal, par exemple, la production aurifère s'accroit de jour en jour.

Au mois de juillet 1895, la production, rien que pour le district minier de Witvatersrand s'est élevée à 199453 on-

ces d'or, dont l'once valant 31 g. 0912 est comptée à raison de 91 fr., ce qui met la production aurifère pour ce district, au mois de juillet, à 18150223 francs.

Pour nous rendre compte de la production aurifère du Witvatersrand, nous en donnons la statistique, depuis 1889. Les chiffres représentent des onces, employées couramment dans le langage minier :

	1889	1890	1891	1892	1893	1894	1895
Janvier....	24.986	35.038	53.205	84.560	108.374	149.814	177,463
Février....	25.800	36.806	50.079	86.649	93.252	151 870	169.295
Mars.....	28.075	37.602	52.949	93.300	111.474	165.372	184.945
Avril.....	27.126	38.799	56.632	95.562	112.053	168.745	186.323
Mai.....	36.298	38.844	54.673	99.436	116.911	169.773	194.580
Juin.....	31.272	37.419	55.863	103 252	122.907	168 162	200.941
Juillet.....	32.407	39.456	54.920	101.280	126.169	167.953	199.453
Août.....	32.142	42.862	65,070	102.322	136.069	174.977	
Septembre.	34.369	45.466	72.601	107.851	129.585	176.707	
Octobre....	31.914	45.249	73.792	112.167	136 682	173 378	
Novembre.	36.116	46.783	73.392	106.794	138.640	175.304	
Décembre..	39.218	50.352	80.312	117.748	146.357	182.104	
	382.364	491.756	728.613	1200.921	1478473	2024159	

Ce qui, traduit en francs, donne pour le total de chaque année :

Années	
1889.	34.175.970
1890.	44.528.040
1891.	65.658.010
1892.	110.488.442
1893.	134.547.993
1894.	182.198.259
	571.496.814

et, pour les sept premiers mois de 1895, la somme de

171553259 fr., tandis qu'en 1894, elle était seulement, pour les sept premiers mois, de 103893699 fr. ce qui fait, pour l'année 1895, une augmentation de 67659550 francs.

Sur la production du mois de juillet 1895, pour les 199453 onces produites par le district du Witvatersrand, 14824 onces ont été fournies par la Robinson Cº.

On voit, d'après ces chiffres, que le Transvaal est un pays aurifère important.

Si l'on se reporte aux statistiques de l'année 1895, on voit que l'on a broyé au Transvaal, pendant les trois premiers mois, 882458 tonnes de minerai, qui donnèrent 8815 tonnes de concentrés et 799831 tonnes de tailings.

Le résultat de ces traitements a donné 381861 onces d'or provenant des moulins d'amalgamation ; 25585 onces d'or provenant des concentrés, enfin 182911 onces de tailings. On conçoit la réelle importance qu'il y avait de trouver un moyen pratique pour traiter ces tailings si abondants dans le Transvaal.

L'or extrait des alluvions n'a été que de 846 onces, ce qui donne pour l'or total produit par les différents gisements aurifères du Transvaal, le chiffre respectable de 591283 onces, ce qui fait, en comptant l'once d'or 91 fr., la somme de 53806753 francs.

D'après ces chiffres, il résulterait que le Transvaal est un pays des plus aurifères.

Cette quantité d'or a nécessité pour son travail 5783 ouvriers blancs et 42608 noirs, ce qui fait en tout 48398 ouvriers.

Les mines du Cap, découvertes, il y a peu de temps, semblent aussi entrer sérieusement en ligne pour la production aurifère africaine, sans oublier les gisements aurifères de Taquah et d'Abosso, dans la partie occidentale de l'Afrique,

qui paraissent devoir devenir plus tard des centres d'exploitation importants.

RÉPUBLIQUE SUD-AFRICAINE OU TRANSVAAL. — La République Sud-Africaine a été fondée par les Boërs et la proclamation de son indépendance eut lieu, le 17 janvier 1852, par la convention de Zand-River.

Le 12 avril 1877, le gouvernement anglais proclamait « que la République Sud-Africaine ferait partie désormais de ses colonies » mais les Boers voulurent conserver leur indépendance et ils l'obtinrent à la suite des combats de Bronkhorstpriut, d'Amajouba et de Langsnek.

L'indépendance de la République Sud-Africaine fut signée, le 3 août 1881, à Pretoria.

La république Sud-Africaine se divise en dix-huit districts ayant pour capitale Pretoria, où se trouve notre consul : M. Aubert, à qui l'on doit la majorité des renseignements sur le Transvaal ; elle est bornée au nord par le Matabéland, au sud par la République d'Orange et le Natal, à l'est par le Mozambique, le Swazieland et le Zoulouland.

La population est d'environ 130000 blancs et 300000 indigènes.

Le Transvaal renferme une quantité considérable de mines d'or, réparties dans onze districts miniers ou champs d'or.

Nous allons les passer rapidement en revue, en nous arrêtant spécialement sur le Witvatersrand, qui est le district minier par excellence de la République du Transvaal.

WITVATERSRAND. — Le Witvatersrand est situé à 1600 mètres au-dessus du niveau de la mer ; il a une superficie de 28000 hectares et pour chef-lieu Johannesburg.

Les roches du Witvatersrand sont des roches dues à l'action de longues périodes que l'on peut reporter à la formation secondaire ; ce sont des roches de grès à structure granulée.

On y trouve une grande intrusion de roches de formation ignée, qui disloquèrent les différentes couches et, par suite de certains phénomènes, donnèrent lieu à des bancs d'argile, de pyrites, de grès et de conglomérats.

La structure même du Witvatersrand est due à ces dépôts de conglomérats provoqués par des courants d'eau ; ces conglomérats ont été déposés en couches mélangées à de l'argile, du sable et des cailloux.

Ces conglomérats sont des plus variés ; quant à la couleur et à la dureté, ils sont formés de grès à gros grains, agglomérés avec des cailloux ; c'est dans ces conglomérats que l'on trouve l'or à l'état de division extrême. On les a nommé banket, à cause de leur ressemblance avec un gâteau d'amandes dont les galets ou pebbles produisent, par leur grande variété, les effets les plus bizarres ; le tout est cimenté par des matières argileuses et siliceuses, mêlées à des sulfures de fer.

Les couches de ces conglomérats forment des reefs ou filons ; tous les jours, on en découvre entre 100 et 400 mètres de profondeur ; un des plus importants est le Man-Reef, série comprenant le North-Reef, le Main-Reef, le Main-Reef-leader, le Middle-Reef et le South-Reef.

La Robinson C° a l'avantage de se trouver sur ces cinq filons. Le Main-Reef, ou filon principal, est le plus important de ceux que nous venons de citer ; formé par une suite d'affleurements de conglomérats, il a été reconnu sur plus de 50 milles, sur lesquels viennent s'échelonner une centaine de mines qui sont les plus importantes du Transvaal.

La puissance de ce filon varie de 2 m. 40 à 3 mètres avec un rendement de 30 grammes à la tonne ; son inclinaison, dirigée vers le sud, varie de 80 à 20 degrés.

Nous avons vu que la plupart des filons du Transvaal se trouvent à une profondeur de 300 mètres au maximum ; il faut cependant faire exception pour le Rand Victoria Deep Level que l'on rencontre à 700 mètres de profondeur.

Le Main-Reef est suivi par un certain nombre de filons parallèles, dont quelques-uns ont un rendement dépassant 31 grammes à la tonne.

Le Kimberley, par exemple, donne jusqu'à 46 grammes d'or à la tonne ; mais, dans certains endroits, le chiffre s'abaisse à 15 grammes ; il en est de même pour le Battery-reef et le Zuurbult-reef, mais leur rendement maximum atteint jusqu'à 62 grammes d'or à la tonne.

Le Botha-reef a produit depuis 31 grammes jusqu'à 120 grammes d'or à la tonne ; quant à l'Atwell et au Nigel, ils n'atteignent que 90 grammes; mais, le Black-reef a été jusqu'à produire le beau rendement de 240 grammes d'or à la tonne.

Citons encore, parmi les filons parallèles au Main-Reef, le Sunday-Reef, qui donne jusqu'à 46 grammes d'or à la tonne ; enfin, d'autres reefs, moins importants, tels que le Sydney-Reef, le Van Wyk, le Kelly-Reef, le Yellow et l'Afrikander-Reef.

Les minerais du Transvaal subissent, sous l'influence des agents atmosphériques, une oxydation superficielle du fer qui s'y trouve, si bien qu'on est ensuite en présence de minerais dont la surface est de l'oxyde de fer, tandis que l'intérieur est du sulfure de fer.

Dans le traitement, on a été obligé de diviser ces mine-

rais en deux classes : 1° les minerais oxydés ou free-milling qui peuvent être traités directement par l'amalgamation ; 2° les minerais sulfurés ou sulphurets dans lesquels l'or se trouve associé à des sulfures métalliques.

Ces sulphurets sont réfractaires à l'amalgamation directe et sont l'objet de modes spéciaux de traitement que nous étudierons plus tard.

Nous ne pouvons entreprendre ici la nomenclature fort longue des mines du Witvatersrand et donner sur chacune d'entre elles des renseignements que nous aurions été heureux de faire connaître, ce qui, du reste, aurait été la reproduction de ce que nous a dit M. C. Oulman, dont la notoriété, au point de vue des connaissances sur les mines du Transvaal, est incontestable.

Les autres districts miniers sont :

1° Le *Kaap*, que l'on a divisé en deux zones distinctes : le Noordkaap et le Zuidkaap, situées, comme leur nom l'indique, l'une au nord, l'autre au sud.

3° Le district de *Komati*, qui fut proclamé, en 1887, comme zone aurifère, s'étend sur 2500 hectares de terrain.

4° Le district de Klerksdorp, proclamé aussi, en 1887, avec une superficie de 57911 hectares.

5° Le district de Lydenburg, dont l'exploitation remonte à 1873.

6° Le district de Malmani, ayant pour chef-lieu Ottoshoop. Comme dans le district de Klersdorp, les gîtes aurifères ne ressemblent pas à ceux du Witvatersrand ; ils sont formés par des quartz aurifères de couleur blanche, se trouvant dans des roches basaltiques.

7° Le district de Roodepoort a une superficie de 33873 hectares.

8° Le district de Rooderand, avec 8000 hectares.

9° Le district de Krugersdorp a pour chef-lieu Krugersdorp et s'étend sur une superficie de 40000 hectares.

10° Le district de Murchison-Range.

11° Le district de Zoutpansberg a une superficie de 24000 hectares et pour chef-lieu Marabastadt.

Cap. — C'est en mai 1891 que furent découverts les gisements aurifères du Cap. Dans la région de Prince-Albert, ainsi que sur les territoires de Kleinwaterval et Spreeuwfontein, on rencontre de nombreuses agglomérations d'alluvions aurifères.

L'or semblerait, dans ces régions, provenir de filons quartzeux et de pyrites.

Quant à la structure du sol, ce sont surtout des grès micacés.

Afrique Occidentale. — Dans l'Afrique Occidentale, il y a des gisements aurifères considérables ; mais, malheureusement, ils n'ont jamais été que le siège d'exploitations défectueuses.

Dans le Haut-Sénégal, dans les bassins de Bafing, de la Falémé, du Niger et de la Gambie, se trouvent d'importants gisements aurifères qui ont été étudiés par M. Emile Serrant.

Les gisements aurifères de la côte occidentale de l'Afrique sont surtout situés dans des quartz contenant parfois du platine.

Les montagnes sont formées de granits, de micaschistes, de gneiss et de roches métamorphiques.

Il y a aussi de nombreux placers aurifères que les habitants exploitent d'une façon suivie.

La Terrasse d'Or au Banbouk, le pays du Diebedougou, les collines de Tambaoura sont surtout les principaux lieux de production aurifère.

A Netteko coule la rivière Sanou-Kholé, ou rivière d'or, charriant des alluvions aurifères.

Dans la Côte-d'Or d'Afrique, les mines sont situées entre 5° de latitude Nord et 1°50' de longitude Ouest. Elles sont à proximité de nombreuses chutes d'eau.

Une première compagnie française s'est établie à Taquah où elle possédait une concession de 4 kilomètres de long sur 2 de large.

Cette concession comprenait un concasseur Black et deux batteries de pilons californiens pouvant broyer 40 tonnes de minerai par jour. A 10 kilomètres de la concession de Taquah, se trouvait celle d'Abosso, pouvant broyer 30 tonnes de minerai environ par jour, rapportant de 150 à 598 francs par tonne.

Les concessions de Taquah et d'Abosso appartiennent aujourd'hui à une société fermière.

§ 2. — AMÉRIQUE

Pendant longtemps, l'Amérique fut regardée, avec ses célèbres gisements californiens, comme la seule partie du monde réellement aurifère.

Les Etats-Unis fournissent encore actuellement une grande quantité d'or, provenant en majeure partie de la Californie, du Colorado, du Montana et de l'Etat du Dakota.

D'autres puissances telles que le Brésil, le Pérou, et la République Argentine fournissent une bonne proportion

d'or ; le Mexique, le Chili, la Guyane Française, le Canada renferment des gisements aurifères et il serait injuste de passer sous silence la Patagonie et la Terre de Feu dont les gisements aurifères qu'on a tenté d'exploiter, n'ont pas donné de bons résultats, par suite d'organisations défectueuses.

Etats-Unis. — Les Etats-Unis forment la région réellement aurifère de l'Amérique.

En 1891, la production était de 49917 kilogrammes d'or et, en 1892, elle était de 49670.

La production aurifère des Etats-Unis, en 1891, se répartit ainsi :

Alaska	1350	kilogrammes
Arizona	1460	—
Californie	18981	—
Colorado	6900	—
Dakota	5360	—
Georgie	124	—
Idaho	2520	—
Michigan	124	—
Montana	4340	—
Nevada	3100	—
New-Mexico	1360	—
Orégon	2460	—
Carolines	334	—
Utah	977	—
Washington	496	—
Autres Etats	31	—
	49917	

tandis que la production aurifère était, la même année, de

47245 kilogrammes en Australasie, et de 21366 kilogrammes en Afrique ; il est vrai cependant que la production aurifère du Transvaal seule a été, en 1891, de 728613 onces. La production aurifère s'est élevée pour les Etats Unis à 158278393 fr., pour l'année 1893, et, en 1894, à 175049329, soit un accroissement de 16770936 francs.

1° Arizona. — Dans l'Arizona, il y a beaucoup de filons aurifères et argentifères, qui ont été étudiés par le capitaine Moss.

L'or y est le plus souvent associé à de l'argent. Les principaux filons sont : le filon El Bonito-Favorita, Florence, Howard, Mac-Clellan, Mountain-Lily, Pride of the Pines, qui est un filon très riche.

2° Colorado. — Le Colorado a une production annuelle de 6800 kilogrammes d'or environ ; il est traversé par les Montagnes Rocheuses.

La plupart de l'or du Colorado est extrait de sulfures ou de tellurures, comme en Transylvanie.

C'est en 1873 que furent découverts les gisements aurifères qui se trouvent dans le Front-Range, au pied duquel est situé la petite ville de Boulder City, à 40° de latitude Nord.

Les roches se composent de gneiss, de schistes métamorphiques et de granits. Les exploitations aurifères sont concentrées entre le Boulder Creek et le Left Hand Creek.

Dans le Boulder Creek, on rencontre la petite ville de Magnolia et, parmi les mines à citer, celles de Mountain Lion et de Keystone, avec un filon de 3 mètres d'épaisseur, commun aux deux mines.

Melvina est une mine qui se trouve au sud de Salina. Elle produit des tellurures aurifères assez riches en sylvanite, dans un filon de 0 m. 70 de puissance ; à 1 kilomètre de Salina, on rencontre le Red Cloud et le Cold Spring.

L'American, qui est une des premières mines découvertes au Colorado, contient des quartz aurifères.

En 1892, on a exploité, près de Cripple-Creek, un nouveau district, où la roche encaissante est une diorite ; les filons des crevasses sont remplis par des coulées de quartz et de fluorine contenant du tellurure d'or.

Les principales mines de cette région sont : la Indépendence, l'Isabelle, la Moose, le Portland, la Rébecca, et la Victor.

La Portland et la Victor sont bien exploitées.

Le district minier du Cripple-Creek se trouve dans les montagnes Rocheuses à 3000 mètres d'altitude, à 70 milles de Denver, capitale du Colorado.

Ce nouveau district minier renferme pas mal de filons croiseurs, mais très peu d'affleurements ; aussi, sont-ils recouverts par des débris ou wash ; c'est ce qui les a fait certainement découvrir si tard.

L'Indépendance possède des minerais renfermant 300 dollars d'or environ à la tonne.

La Rébecca, située au Nord-Est de Cripple-Creek, dans le ravin de Poverty Gulch, possède un filon Nord-Sud, de 3 à 8 mètres d'épaisseur, produisant des minerais quartzeux.

La production du Cripple-Creek, qui a été de 4.300.000 dollars en 1894, atteindra probablement 6.000.000 de dollars en 1895.

3° Dakota.— La production annuelle est d'environ 5500 kilogrammes d'or. Cet état renferme pas mal d'alluvions recouvertes.

3° Idaho. — Les deux villes de Pioneer City et d'Idaho City sont situées dans le district minier de Boisee-County.

On trouve des quartz aurifères à Aurora, Alméda, Durango et Rabboni.

4° Montana.— Cet état, touchant à celui d'Idaho, est traversé par les montagnes Rocheuses et fournit environ 5000 kg. d'or par an.

Les principaux centres d'exploitation sont les placers d'Adler-Gulch près de Virgina City, de Old-Alder, de Lewis and Clarke et la mine de Drun Lummon.

On a rencontré souvent des pépites et des cristaux cubiques d'or massif.

5° Névada. — La production du Névada est d'environ 3500 kg. le filon principal est le filon Réveil.

6° New-Mexico.— Le Rio-Grande, qui le traverse du Nord au Sud, renferme des mines d'or produisant 1400 kg. environ d'or par an.

7° Californie. — La Californie, si célèbre parmi les États du Nord de l'Amérique, est bornée au Nord par l'Orégon, à l'Est par l'état du Névada et les montagnes Rocheuses, au Sud par le Mexique, à l'Ouest par le Pacifique.

La Californie, qui est, avec le Transwaal, le pays de l'or

par excellence, possède deux grandes chaînes de montagnes : la Coast-Range se dirigeant du N.O. au S.E , composée de roches granitiques et schisteuses, la Sierra Nevada, s'étendant sur une longueur de 1000 kilomètres, est formée de roches granitiques. C'est dans cette vallée, dessinée par cette région montagneuse, que se trouvent des cours d'eau, charriant des alluvions aurifères, tels que le Sacramento et ses affluents : Yuba, American-River, Tuolumne, et Stanislaus.

Dans toute cette région, se trouvent d'immenses gites aurifères en placers, appartenant aux trois types d'alluvions.

C'est en 1848 qu'eut lieu la découverte des premiers gisements aurifères californiens ; on commença d'abord par exploiter les placers puis les mines.

En 1893, la production s'éleva à 13420000 dollars ; en 1894, elle était de 18200000 dollars ; on voit que cette production va sans cesse en augmentant et tout fait espérer, pour l'année 1895, une production aurifère de 20 millions de dollars environ.

La Californie est formée par 40 divisions dont les plus importantes sont le comté de Calaveras, produisant à peu près le 1/5 de l'or californien; l'industrie aurifère se trouve surtout concentrée dans le district d'Angels.

Ce district comprend de nombreuses mines de quartz aurifères, telles que :

La Sheep Ranch, qui produit environ 7770000 fr.; la Utica, qui produit 16783200 fr. d'or par an.

Les comtés de l'Eldorado (capitale Placeville), de Butte, Fresno, Kern, Plumas, Yuba, Sutter, Solano, Yalo, Téhama, Sacramento, San Joacquin, Stanislaus, Tulare sont les principaux comtés aurifères de la Californie.

Brésil. — Le Brésil, découvert en 1500 par le Portugais Cabral, contient de nombreuses mines d'or.

La première fut découverte, en 1864, par les Hollandais, dans la province de Minas Geraès, dans un endroit appelé aujourd'hui Rica de Ouro Preto, signifiant ville riche d'or noir et créée en 1771.

Un peu plus loin, on trouve le groupe minier du Rio del Carmo ou Mariana.

Le Brésil possède des gisements aurifères à Passagem, qui s'étendent vers la chaîne de l'Itacolomi ; ces gisements sont exploités par une usine renfermant environ une centaine de pilons.

Citons encore les mines de Borgès, de Mono Velho ; celles de Mono Velho sont exploitées, depuis 66 ans, et appartiennent à une société anglaise.

Dans l'usine, il y a près de 2000 ouvriers et 150 pilons ; mais, de nombreux éboulements, qui se produisent, nécessitent des travaux de boisement continuels.

Les mines de Marquiné, de Rapozo et de Espiritu Santo.

Le district de Santos renferme les mines d'or de Calapay, de Tomarembo, de Maldonado et de Eucrushibada.

République Argentine. — Les mines d'or de la République Argentine ont été longtemps connues d'une façon fort incomplète ; mais, M. Hoskold, ingénieur des mines de ce pays, a cherché à faire la lumière sur ces gisements aurifères.

Les Indiens, au temps les plus reculés, savaient que l'or existait dans la République Argentine et firent part de ce secret aux Espagnols, en 1539.

En 1777, le jésuite aragonais Lecta découvrait les mines

de Santo-Domingo, Santa Rosa, le Cerro Negro, Socorro, dans le Tigre ; San Pedro, Bartolomé et Mercedes, dans la Caldera Vieja.

En 1756, une compagnie américaine, la Societad minera de Hispallata se forma, et en 1883, une compagnie minière, au capital de 150000 £, ayant son siège à Londres, exploita les mines d'or de la Coralina.

L'or existe surtout dans les provinces de la République Argentine de Rioja, de Catamarca, de Jujuy et de San Luis ; mais, les gisements aurifères ont toujours été exploités d'une façon défectueuse.

District minier de El Oro. — Dans ce district, une concession comprend onze mines importantes ; ce sont les mines de Don Diego, Dolcoath, Compuerta, Evelina, Georgina, Margarita, Millan, Placilla, Reina, San Guillermo, Vaquita, exploitées par une société anglaise.

Les minerais de ce district contiennent des pyrites de fer et de cuivre, du fer oligiste, et de la baryte. La direction des veines est Nord 10° Ouest, s'inclinant vers l'Est.

D'autres possèdent une direction Nord 60° Ouest.

District de Mejicana. — Ce district minier fut d'abord exploité en surface, puis profondément : l'or s'y trouve associé à du cuivre, de l'argent, de l'arsenic et de l'antimoine.

Le district est situé au milieu des montagnes de la Mejicana et formé de schistes ardoisiers remontant à l'époque silurienne, dans lesquels on trouve beaucoup de porphyres, de trachytes, et de nombreuses veines quartzeuses, près du pic d'Espino.

Les mines d'or d'Upulungos possèdent un filon N.E. à S.E. dont la puissance est de 74 centimètres.

La mine Bella-Argentina comprend 14 mines, dont les principales sont les mines de Compania, d'Estrella, d'Emperatriz de la India, de Placella, de Piedras Grandes ; cette dernière, découverte en 1860, par M. Carlos Angel, renferme de nombreux quartz aurifères.

Enfin, les mines de Mellizas, Verdiona, Conde, Beaconsfield ; cette dernière mine fût trouvée par M. Armand Ocampo.

Les districts miniers de Los Bayos, de la Caldera Nueva, du Cerro Negro, Cerro Marayato, de Puerto Azul, de Puerto San Rosa, enfin celui de El Ampallao avec ses veines quartzeuses.

Ppovince de Catamarca. — Dans cette province se trouve le district minier de Capillitas, contenant des quartz aurifères et des pyrites.

En 1873, M. Metzler découvrit des mines d'or dans le Campo Grande : la plus importante de cette région est celle de Descubudora avec des veines de direction Est-Ouest.

Province de Juguy. — Le district de la Catalina confine à la Bolivie et contient beaucoup de quartz aurifères, dont la plupart des filons ont une orientation N.-S. et possèdent jusqu'à 30 mètres d'épaisseur.

A l'exposition de 1889, on remarquait une pépite de 92 grammes ; à Buenos-Aires, il y en a une de 4 kilos 1/2.

A Cordolesca, certaines veines aurifères produisent jusqu'à 80 grammes à la tonne.

Certaines veines de la Alto del Carmen, de la Rinconada,

la Delfinsa, renferment des quartz aurifères d'un rendement moyen de 30 grammes d'or à la tonne. Ces quartz se trouvent dans des schistes ardoisiers appartenant au système paléozoïque.

Enfin, la mine de Santo Domingo, qui est assez importante.

Ppovince de San Luis.— Les roches formant les montagnes de cette province sont métamorphiques; elles contiennent du mica, du gneiss, avec intrusions granitiques et trachytiques.

Sur les versants de ces montagnes, sont situées les mines de la Carolina, possédant des veines N.-S., appartenant à une compagnie anglaise la The West Argentin Gold Mining Company Limited ; elle possède aussi la mine d'or de Glen Rack.

A vingt lieues de San Luis, se trouvent les laveries d'or de la Canada Honduras, produisant de l'or à 720 millièmes de fin.

Les laveries de Rio de la Carpa; enfin, la mine de Viraorca, découverte par Livingstone.

Dans le centre minier de Fortuna, la mine de Alsa comprend le filon de Rincon : c'est un filon de carbonate et de sulfure de cuivre aurifère.

La mine de Escantadora, située à 900 mètres au-dessus du niveau de la mer, est à une heure de la puebla de San Francisco.

Mexique. — La production aurifère se répartit surtout dans les districts de Guanaxuato et de Guadalajara, où l'on trouve des gisements auro-argentifères dans les mines de Valenciana, de Catorce et de la Sonôra.

Dans les différents états d'Oaxaca, de Mexico, d'Hidalgo, de Durango, de San Luis Potosi, de Zacatecas, enfin dans le Chihuahua, dans la Sierra Madre à Batopilas et dans le Cerro Colorado on y trouve des champs d'or importants.

Pérou.— On rencontre, dans le Pérou, des filons de quartz aurifères au milieu des terrains schisteux de la Cordillère des Andes.

De nombreux placers aurifères sont situés près du Pongo de Manseriche, dans la province de Paurcartambo, de Sandia, de Pataz, où se trouve le district minier de Santo-Thomas et de Caraboya. Cette contrée est appelée Saint-Jean de l'Or.

A Luçay, dans la province de Angaraès, à Pallasca, dans la province de Ancachs, et à Chuquibamba, dans la province de Huamaliès, on trouve encore de nombreux gisements aurifères. Une compagnie anglo-péruvienne exploite les mines de Huayllura, dans le département d'Aréquipa.

En 1891, la production aurifère était de 113 kg. ; elle semble vouloir diminuer.

Chili. — Le Chili renferme plusieurs mines d'or dans la province d'Atacama, à Rioja, Arauco, Potorca et Santiago, et dans le district minier de Valdivia.

Un assez grand nombre de placers aurifères y sont exploités.

Guyane. — On trouve des filons aurifères dans les terrains primitifs de la Guyane, et des alluvions provenant de la désagrégation de ces filons.

La Guyane est également formée de roches basiques, de diorites, d'amphiboles et de porphyres.

Les filons anciens portent le nom de ante casjaco.

Quant aux filons récents, ou filons n'affleurant pas, ils sont appelés post casjaco ; ce mot casjaco est donné à la terre argileuse provenant de la décomposition des roches.

M. Babinski a été ingénieur de la compagnie française de Saint-Elie, comprenant les exploitations de Saint-Elie et d'Adieu-Vat.

La concession de Saint-Elie se trouve située sur la rive gauche de la rivière Sinnamary et s'étend sur une superficie de 9900 hectares.

Un des filons les plus importants a une direction N. 25° O. et une puissance de 0 m. 60 ; il est formé de quartz aurifères à la surface ; ce filon renferme des pyrites en profondeur.

On exploite aussi les alluvions avec des sluices qui ont jusqu'à 50 mètres de long.

La concession d'Adieu-Vat, située sur le Courcibo, possède une superficie de 4470 hectares, dans laquelle passe un filon ayant une puissance moyenne d'un mètre avec une direction E.-O.

La concession de Bonne-Aventure est située sur le même filon, à l'est de celle d'Adieu-Vat.

Citons encore les placers de Dieu-Marie.

La Guyane hollandaise et la Guyane anglaise ont produit ensemble, en 1893, plus de 4.450 kilogrammes d'or et leur production semble croître de jour en jour.

Patagonie. — Depuis 1867, on savait qu'il existait des gisements aurifères dans la Patagonie ; mais, ce n'est qu'en 1885 qu'une déclaration fût faite au gouvernement.

D'après un rapport du 15 février 1886, il résulterait que

les terrains y seraient plus riches que ceux de la Californie et de l'Australie.

Une compagnie formée à Buenos-Aires exploita, à Don Gregorio et à Zanja Pique, des sables aurifères, dont le rendement était de 5 grammes d'or au mètre cube.

La compagnie Lezama possède beaucoup de concessions. surtout dans le Canadon Lucache, où Lucachi est le centre des exploitations. Sur les bords du Rio Gallcdos, on y trouve aussi un peu d'or.

Colombie. — Les départements les plus riches de la Colombie sont : Antioquia, Cauca, Bolivar, Boyaca, Cundinamarca, Magdaléna, Santander, Panama et Tolima.

Le Choco et le Pinto roulent des paillettes d'or.

Le département d'Antioquia fournit plus des deux tiers de l'or colombien : il y a près de 2800 concessions de mines d'or.

On rencontre de nombreux filons aurifères à Amalfi, Amori, Angostura, Remedos, Santa Rosa, de los Osos.

Citons, dans le département de Toluma, les mines de Marquita, et dans le département de Cauca, les districts miniers de Choco et de Barbacoas.

Magdalena, que nous avons cité plus haut, se trouve à nne centaine de kilomètres de Bogota et est un des centres aurifères les plus prospères de la Colombie.

Vénézuéla. — Le Vénézuéla contient une assez grande grande quantité d'alluvions aurifères, surtout dans la province de Guyana.

Terre de Feu. — A partir de Punta Arenas sur la côte

occidentale jusqu'à El Paramo, et sur la côte occidentale à Rio Cullen, à Bahia de San-Sebastian, il y a de nombreux gisements aurifères ; on y a découvert du sable noir, contenant de l'or associé à du fer titanique et magnétique.

En 1883, le Rio Rosario, situé à l'ouest de Bahia Inutil fut le siège de quelques exploitations.

§ 5. — OCÉANIE.

L'Australasie est, après l'Afrique et l'Amérique, le pays aurifère le plus producteur.

Dans l'Australie on y rencontre l'or sous forme d'alluvions et de minerais aurifères dans ses cinq colonies de Victoria, de Queensland, de la Nouvelle-Galles du Sud, de l'Australie méridionale et de l'Australie occidentale ; avec la Tasmanie et la Nouvelle-Zélande, l'Australie forme l'Australasie et le district minier de la Nouvelle-Zélande n'est pas à dédaigner avec ses mines découvertes récemment ; la mine de Wiotahi, en 1892 broyait 6.400 tonnes de quartz aurifères.

La découverte des riches gisements de Coolgardie, en 1892, situés dans l'Australie occidentale, fait prévoir encore d'autres découvertes qui feraient alors entrer l'Australie en lutte sérieuse avec les États-Unis et l'Afrique.

L'or australien fut trouvé en 1851 ; Hargreaves obtint les premiers succès dans le district de Hanging-Rock, formé de schistes ardoisiers sillonnés de veines quartzeuses.

En réalité l'or australien aurait été découvert par un berger au service de M. Wood Beilby, qui allait le vendre à un bijoutier de Melbourne, Charles Bretani.

Ce berger cacha longtemps son secret, et ce ne fût qu'au

moment de sa mort que, par reconnaissance, il le révéla à son maître.

M. Wood Beilby en fit part au gouvernement par l'intermédiaire de Latrobe, alors gouverneur, qui resta insoucieux.

La nouvelle se répandit, et l'or fut découvert à Clunes.

En 1851, on trouvait la pépite du docteur Kerr, pesant un quintal, à Meroo-Cruk sur le Turon.

En 1858, on trouva le Welcome Nugget ou lingot bienvenu dans des terrains d'alluvions qui fut vendu 157.500 fr.

Les alluvions furent exploitées pendant longtemps, mais à partir de 1879, à cause de la rareté de l'eau nécessaire pour le traitement et la découverte de gisements filoniens, on laissa de côté pour ainsi dire les alluvions aurifères.

En 1881, on abandonna complètement une quantité d'alluvions, représentant environ 840.000 grammes d'or situées dans le district de Tamora.

Aujourd'hui c'est surtout l'or provenant des filons que l'on exploite ; la formation silurienne est dominante en Australie, les plissements des terrains orientés du Nord au Sud renferment des filons quartzeux ; il y a aussi deux filons croisés, l'un allant du N.-E. au S.-O. et l'autre du N.-O. au S.-E.

C'est surtout dans les points de croisements parallèles de direction N.-S. que se trouve l'or ; dans les autres parties de ces filons, les quantités d'or qu'on y rencontre sont des plus médiocres.

Les roches que l'on y trouve sont surtout des roches éruptives, des granits, des roches dioritiques et des basaltes.

L'or se trouve surtout dans des filons quartzeux accompagnés d'autres substances métalliques.

Dans la Nouvelle-Galles du Sud on a rencontré de l'or associé à de l'épidote dans les mines de Hawkins Hill ; on y trouve des roches micacées contenant de l'or natif.

Les pyrites de fer et de cuivre et la galène y sont courantes et sont le plus souvent arsénicales.

En *Tasmanie* l'or se trouve surtout au Mont Arthur, sur les bords de la rivière Timor et de la rivière Picman.

Dans le *Queensland*, les principaux districts miniers sont Charters-Towers, Palmer, Croydon, Kilkivan, Talgaï, Gympie et Rockampton.

A Gympie l'or se rencontre dans le terrain carbonifère, le district de Rockampton comprend la fameuse mine du Mount Morgan.

Cette mine était située sur un terrain appartenant à une pauvre vieille femme qui en ignorait complètement l'existence ; à bout de ressources elle vendit son lot de terre 15.000 francs ; aujourd'hui la mine vaut plus de 250 millions, et produisait, en 1891, 4.593 kilogrammes d'or, soit pour plus de 14 millions de francs.

Dans le district de *Victoria* on trouve de l'or dans un terrain de formation silurienne.

De nombreux gisements d'alluvions aurifères se trouvent autour de Creswick.

L'or, qui au commencement de la découverte de l'or australien, ne s'extrayait que des alluvions aurifères, s'extrait aujourd'hui en grande quantité des gîtes filoniens de quartz aurifères.

Le nombre des filons se chiffre par plusieurs milliers et donnent lieu à des exploitations considérables ; certains

puits sont creusés à une très grande profondeur ; un de ceux de la mine de Magdala atteint jusqu'à 2,400 pieds.

Les principaux centres miniers sont ceux de Ararat, du Mont Alexandre, de Beechworth, de Landhurst, avec sa mine de Bendigo située à 50 lieues de Melbourne, de Ballarat, de Maryborough, de Western, de Clunes et de Stawell, de Russels Company et de Donnelys Company.

Ballarat est dominée par la grande colline de Black-Hill ou colline noire, contenant des quartz aurifères.

Au sud de Ballarat on rencontre la mine Albion formée de terrains d'alluvions, et à côté le puits de la compagnie Waterloo.

La fameuse mine du Great-Western est située entre Ararat et Stawell.

A Stawell se trouve la mine de Moonlight, qui fût un moment en pleine décadence, la production y était nulle et les dettes augmentaient ; les actionnaires décidèrent de la vendre ; et ce fût une dame qui l'acheta, pour 1.000 livres sterling ; au bout de quelques mois on faisait la découverte d'un filon qui était l'un des plus riches de la province de Victoria.

Dans l'*Australie méridionale*, les principales mines sont le Lady Alice, le Jupiter Creek ou Sterling reef, l'Extended Union et la rivière Torrent.

La *Nouvelle-Zélande* possède un grand nombre de filons et d'alluvions aurifères.

Le Central gold fields se trouve dans l'île de Tawai ; citons les différentes mines de Yvercargill, Nelsons gold fields, de Nordwest gold fields et de Westland gold fields et de Wellington gold fields, la mine de Waiotahi et celle de Moanataiari qui broya, en 1892, 20.000 tonnes de minerais aurifères.

Dans le district d'Upper Thames la mine de Waihi qui se trouve traversée par des filons quartzeux est assez productive : en 1891 elle fournissait 1.529.815 francs d'or, en 1894 ce chiffre passe à 2.064.200 francs ; on exploite actuellement deux filons, le Martha Reef et le Welcome Reef.

Reste la *Nouvelle-Galles du Sud*, dans laquelle l'or se trouve dans les terrains de formation silurienne et dans le terrain carbonifère.

Des alluvions anciennes des vallées sont exploitées par la méthode Géant, à Kuendra.

La Nouvelle-Galles du Sud renferme des roches éruptives, des granites, des porphyres feldspathiques, des roches dioritiques et trappéiennes, des basaltes et des roches volcaniques.

Les principaux districts miniers de la Nouvelle-Galles du Sud sont : Albert, Bathürst, Clarance and Richemond, Hunter and Macleay, Lachlan, Mudgee, Peel and Uralla, Southern, Tambarcra and Turon.

Tous ces districts miniers contiennent une grande quantité de quartz et d'alluvions aurifères, sauf pour les districts de Clarence and Richemond et d'Albert, ou une dizaine d'ouvriers seulement y exploitent des alluvions aurifères.

Les mines de Beyers, d'Holtermann et de Krohmann sont formées de quartz aurifères produisant jusqu'à 55 grammes d'or à la tonne.

L'importation de l'or des districts Mudgee, Tambarora, Lachlan, et Bathürst se fait surtout à Sydney.

Dans l'*Australie occidentale*, de vastes champs aurifères ont été découverts récemment à Cascoigne, Ashburton, Kimberley, Murchison, Pilbara, Ylgarn.

La Coolgardie, se trouve dans les champs d'Ylgarn et contient une grande quantité d'or.

C'est en 1892 que l'on découvrit les alluvions aurifères et les filons quartzeux de cette région que l'on peut comparer à un véritable Eldorado.

Les rendements que l'on en retire sont excellents, les filons ont une direction N.-O. avec une puissance maximum de 2 m. 50.

Parmi les mines importantes, citons Cashmans, Reward, Cassidy Hill, Empress of Coolgardie, Big Blow, Bissenberg, Blackett's Claim, Gt Boulder Proprietary, Great Coolgardie Hampton Plains Estade, Lady Loch, Londondery, Mc Culloch, W. Australian gold fields.

Dans le Murchison, les principales mines sont Abott's Murchison, Austin Murchison, Golconda, Murchison gold fields.

Carlyle, Hannan's Browhill et Jocoletti se trouvent dans l'Ylearn.

En avril 1895, on découvrit d'autres mines en Australie, qui furent montées en compagnies : la Central Exploration Company, la Central of Western Australia, la Consolidated Murchison gold Mines, la Golden Crown, Golden Plum Consolidated gold Mines, la Hampton gold fields.

Nouvelle-Calédonie. — La découverte de l'or dans la Nouvelle-Calédonie remonte à l'année 1864, où Jules Garnier rencontra des alluvions aurifères, contenant des paillettes d'or associées à du fer oxydulé, du titane rutile, et des grenats, dans la vallée de Havébiahomme.

Près du fleuve Manghine, se trouvent des gisements aurifères formant la concession de Fern Hill.

La plupart des ruisseaux traversant les territoires de

Poëbo, d'Oubatche et la rivière de Jenghen roulent des paillettes d'or.

En 1873, l'exploitation du Fern Hill, qui semblait avoir un brillant avenir, fut abandonnée ; cette mine se trouve au milieu de schistes feldspathiques et possède un filon N. 25° E. ayant une puissance de 0 m. 40 à 1 m. 50 ; mais l'or se trouve très disséminé dans le quartz.

La mine Eurêka possède un filon de cuivre auro-argentifère contenant environ 22,40 0/0 de cuivre et 50 grammes d'or à la tonne, ainsi que 10 grammes d'argent.

DEUXIÈME PARTIE

Métallurgie de l'Or

La métallurgie de l'or est depuis ces dernières années l'objet de recherches incessantes de la part des inventeurs, elle a subi depuis la découverte des récents gisements du Transvaal un nouvel élan, qui, bien entendu, a été marqué par l'apport de nouveaux procédés que nous étudierons.

Les méthodes de cyanuration et l'électrolyse ont fait leur apparition,ce qui a permis de traiter bien des minerais avec économie ; et plus récent encore, le procédé de M. de Wilde qui repose entièrement sur des réactions chimiques.

Dans l'étude métallurgique de l'or que nous entreprenons, nous allons d'abord passer en revue : 1° le traitement des alluvions aurifères ; 2° le traitement des minerais directement amalgamables ; 3° le traitement des minerais rebelles à l'amalgamation ; enfin 4° les procédés électrochimiques.

Les alluvions aurifères qui furent en somme les premiers gisements exploités, seront étudiées depuis les moyens antiques, qu'avaient à leur disposition les premiers or-

pailleurs, jusqu'aux appareils de lavage et d'amalgamation les plus perfectionnés et les plus récents.

Les minerais aurifères, quartz ou autres vont nécessiter la description de quelques appareils employés dans les mines pour le concassage, broyage, concentration et grillage des minerais, dont le traitement nous les a fait diviser en deux catégories :

Dans la première, on entend par minerais amalgamables, des minerais de quartz aurifère renfermant l'or à l'état natif ; un simple traitement au mercure suffit, grâce à l'affinité qu'il possède pour les métaux précieux, ce qui lui permet de s'emparer de l'or, en formant un amalgame, qu'on n'a plus qu'à distiller.

Nous avons vu que les minerais sulfurés subissaient sous l'influence des agents atmosphériques, des transformations superficielles du sulfure de fer en oxyde de ce métal ; la métallurgie d'un minerai transformé ainsi, permettra au mercure de s'emparer de l'or placé sur la partie superficielle du minerai et demandera théoriquement une amalgamation préalable, les minerais seront dits alors free-milling.

Au contraire, l'intérieur de ces minerais reste à l'état de sulfure de fer, et ne peut pas subir l'amalgamation ; ce sont les sulphurets qui demandent des méthodes spéciales de traitement ; mais en dehors de ces minerais rebelles à l'amalgamation et outre l'or associé à des sulfures, l'association à des sulfo-arséniures, à des antimoniures, à des tellurures, demande aussi ces procédés spéciaux de traitement.

L'électro-chimie est venue elle aussi pour favoriser l'extraction de l'or des minerais aurifères, elle évite ainsi une

foule de résidus que l'on obtenait dans la méthode simple de cyanuration et de précipitation de l'or par le zinc ; nombreux sont ces procédés, nous les décrirons pour terminer l'étude métallurgique, qu'il nous faut d'abord commencer par le traitement des alluvions.

CHAPITRE I

TRAITEMENT DES ALLUVIONS AURIFÈRES

A cause de la connaissance ancienne des alluvions aurifères, elles ont été de tout temps exploitées et par suite soumises à l'esprit inventif de tous les peuples.

Rien de plus facile que le traitement des alluvions aurifères, un simple plat suffit pour en extraire le métal précieux par le lavage.

L'amalgamation venue ensuite a permis, avec des appareils combinés avec le lavage, de traiter économiquement de grandes quantités d'alluvions aurifères.

Les alluvions qui se trouvent en Californie ont été l'objet de traitements avantageux par l'abattage hydraulique.

Recouvertes par des coulées de basaltes, les alluvions aurifères seront d'abord atteintes par des puits comme on le fait pour une mine ordinaire, des galeries seront tracées et l'exploitation intérieure se fera identiquement suivant les méthodes employées pour les alluvions non recouvertes.

Battée, Pan. — La battée est le premier appareil qui fût employé dans le traitement des alluvions aurifères,

elle consiste en un simple plat d'environ 0 m. 45 et 0 m. 10 de hauteur, de forme légèrement conique.

Les battées sont généralement faites en bois ou en fer, les plus employées sont en fer blanc, et un simple plat dont on se sert dans les ménages suffit pour en faire une battée modèle.

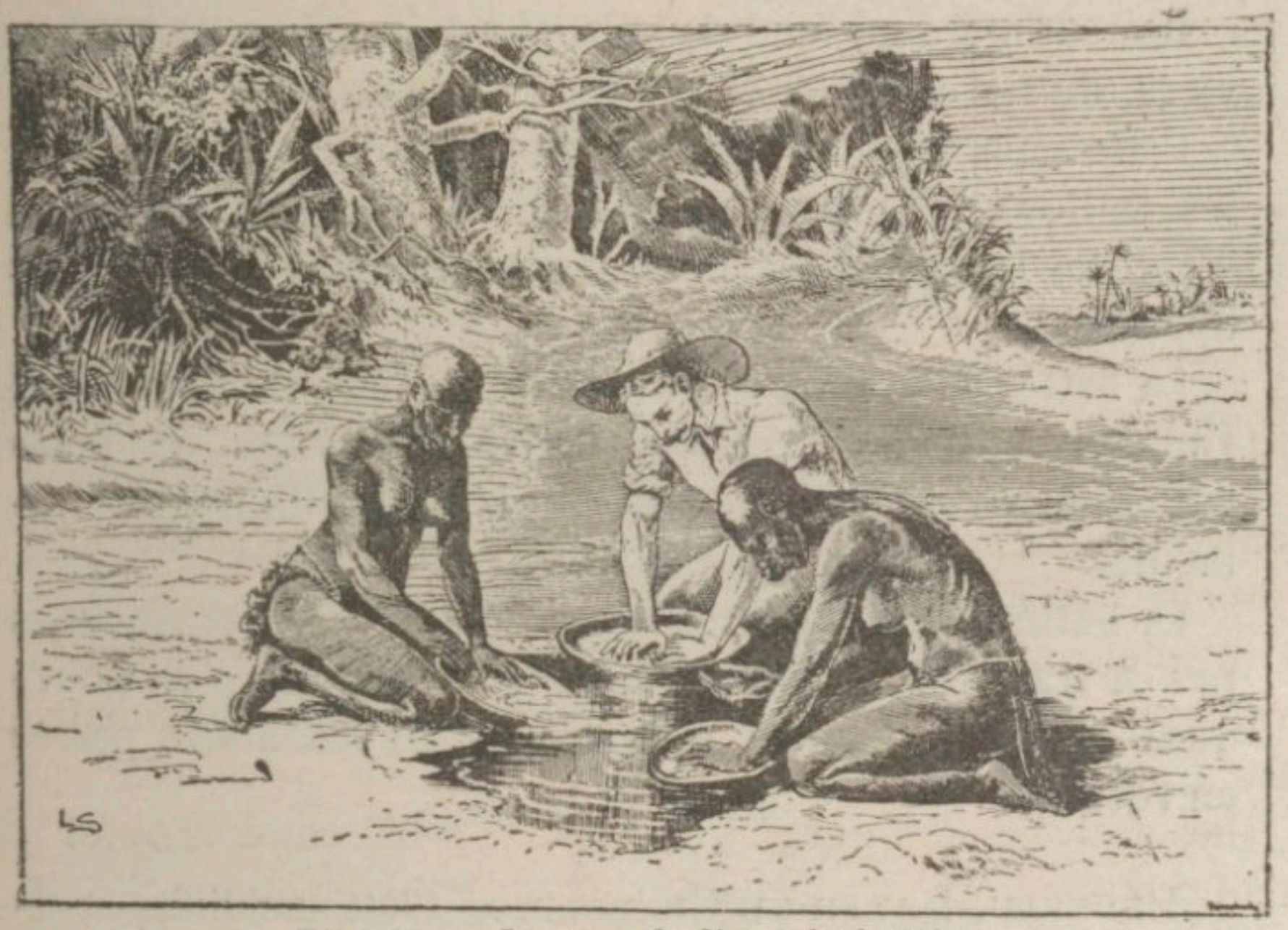


Fig. 1. — Lavage de l'or à la battée.

Traiter les alluvions aurifères par la battée est peu de chose, voici la manière de procéder.

On commence par remplir la battée à peu près au 2/3 avec les alluvions aurifères, puis on la plonge dans l'eau en la tenant dans les deux mains et on lui fait subir des mouvements giratoires.

Les parties légères sont entraînées à la partie supérieure

de la battée et venant à l'incliner légèrement, elles s'échappent à l'extérieur ne laissant plus que les corps lourds parmi lesquels se trouve l'or.

Après avoir écrasé avec la main les matières terreuses qui auraient pu rester ; on effectue encore des mouvements giratoires pour se débarrasser complètement de toutes ces matières.

Restent alors au fond de la battée, les cailloux et les graviers, du fer oxydulé, et l'or qu'il s'agit de séparer.

Cette séparation s'effectue en rejetant d'abord à la main les cailloux les plus gros, ensuite il ne s'agit plus que d'enlever les paillettes d'or et de recommencer une nouvelle opération.

La battée a l'avantage sur tous les autres instruments qui vont suivre, de ne nécessiter aucune installation, de pouvoir s'emporter facilement et de permettre un travail immédiat.

La battée est un appareil assez fatiguant ne permettant pas de traiter de grandes quantités d'alluvions, c'est pourquoi on créa d'autres appareils que nous allons passer en revue.

Berceau, Raker ou Craddle. — C'est une boite ordinaire en bois de forme rectangulaire, reposant sur des morceaux de bois placés longitudinalement en son milieu.

Cette boite a environ 1 mètre de long sur 50 centimètres de large ; quant à sa hauteur, elle est de 0 m. 40. Certains de ces berceaux reposent sur deux patins, de bois, parallèles et placés en travers du berceau, ce qui permet de l'animer de mouvements de va et vient.

Ce type nous paraît préférable ; une toile inclinée per-

met de recevoir les matières provenant du tamisage des alluvions à l'aide d'un crible fixé à la partie supérieure du berceau ; elles tombent alors dans le berceau sur le fond duquel on a fixé deux petites planchettes de deux centimètres environ, destinées à retenir les parties lourdes des alluvions.

L'une est placée transversalement en son milieu ; l'autre à la partie antérieure.

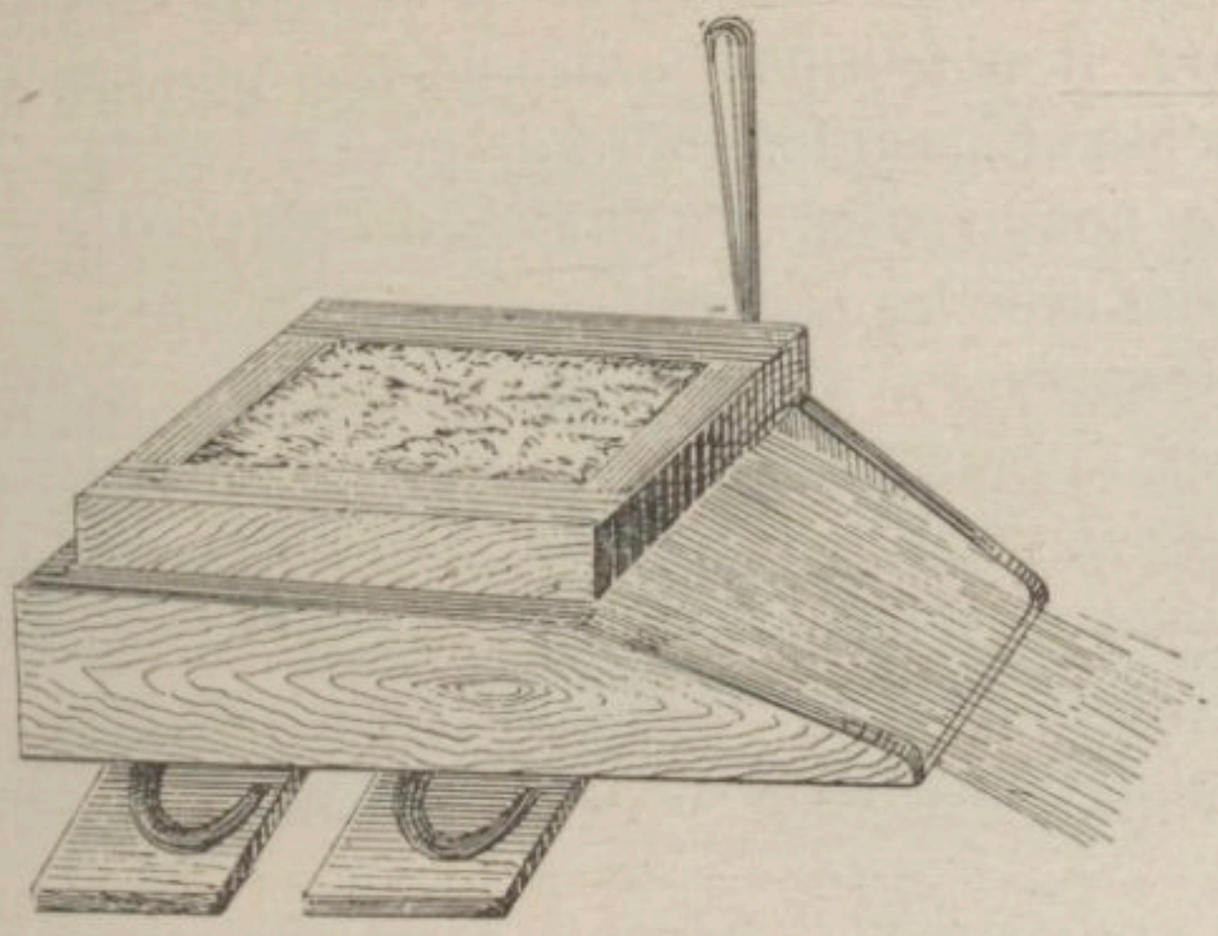


Fig. 2. — Berceau.

Pour traiter les alluvions aurifères par un lavage au berceau, on procède de la façon suivante :

On commence d'abord par jeter les alluvions aurifères sur le crible fait avec de la tôle perforée, présentant des trous de 12 à 16 millimètres de diamètre ; on verse ensuite de l'eau, ce qui permet d'effectuer le débourbage ; puis en même temps on fait imprimer au berceau des mouvements de va-et-vient à l'aide d'une poignée placée sur le côté.

De cette façon une partie des matières aurifères passe à

travers le crible, tombe sur la toile, puis arrive sur le fond du berceau où le classement de ces matières s'opère par ordre de densité.

Les parties lourdes qui sont par conséquent les parties riches des alluvions se réfugient derrière les deux petites traverses du berceau ; il ne s'agit plus que de les enlever avec une pelle et d'en séparer l'or comme on l'a fait tout à l'heure avec la battée.

Le berceau est un des appareils les plus employés sur les placers, il ne faut pas perdre de vue que cet appareil qui présente au premier abord de grands avantages, est la cause de nombreuses perditions de paillettes d'or qui s'échappent avec les parties fines des alluvions.

Un homme exercé arrive à traiter 2 mètres cubes d'alluvions dans sa journée et use à peu près 6 mètres cubes d'eau ; très souvent, le travail au berceau se fait à 2 ou 3, dans ce cas l'un verse les matières à traiter, pendant que l'autre fait osciller l'appareil ; on peut travailler ainsi 5 mètres cubes de matières aurifères par jour.

Table dormante. — La table dormante est formée par une grande caisse en bois très large, dont la partie supérieure est constituée par un fond bombé M sur lequel on jette les matières aurifères.

De l'eau arrivant à l'aide d'un canal O permet d'en effectuer le traitement, en se servant de râteaux.

Les matières aurifères sont d'abord écrasées, puis amenées à la partie inférieure où elles subissent dans l'eau un classement continuel par ordre de densité ; les parties lourdes, c'est-à-dire l'or en particulier reste sur place, quant aux autres matières elles sont entrainées dans un ca-

nal circulaire creusé dans la terre.

Dans la Sibérie, on fait l'exploitation des alluvions aurifères de la façon suivante :

Après avoir extrait les alluvions des placers, on en remplit un petit wagonnet que l'on dirige ensuite sur la laverie d'or où se trouve un trummel dans lequel on le déverse, ce trummel a sa partie supérieure formée par une large ouverture faisant l'office d'entonnoir terminé par un

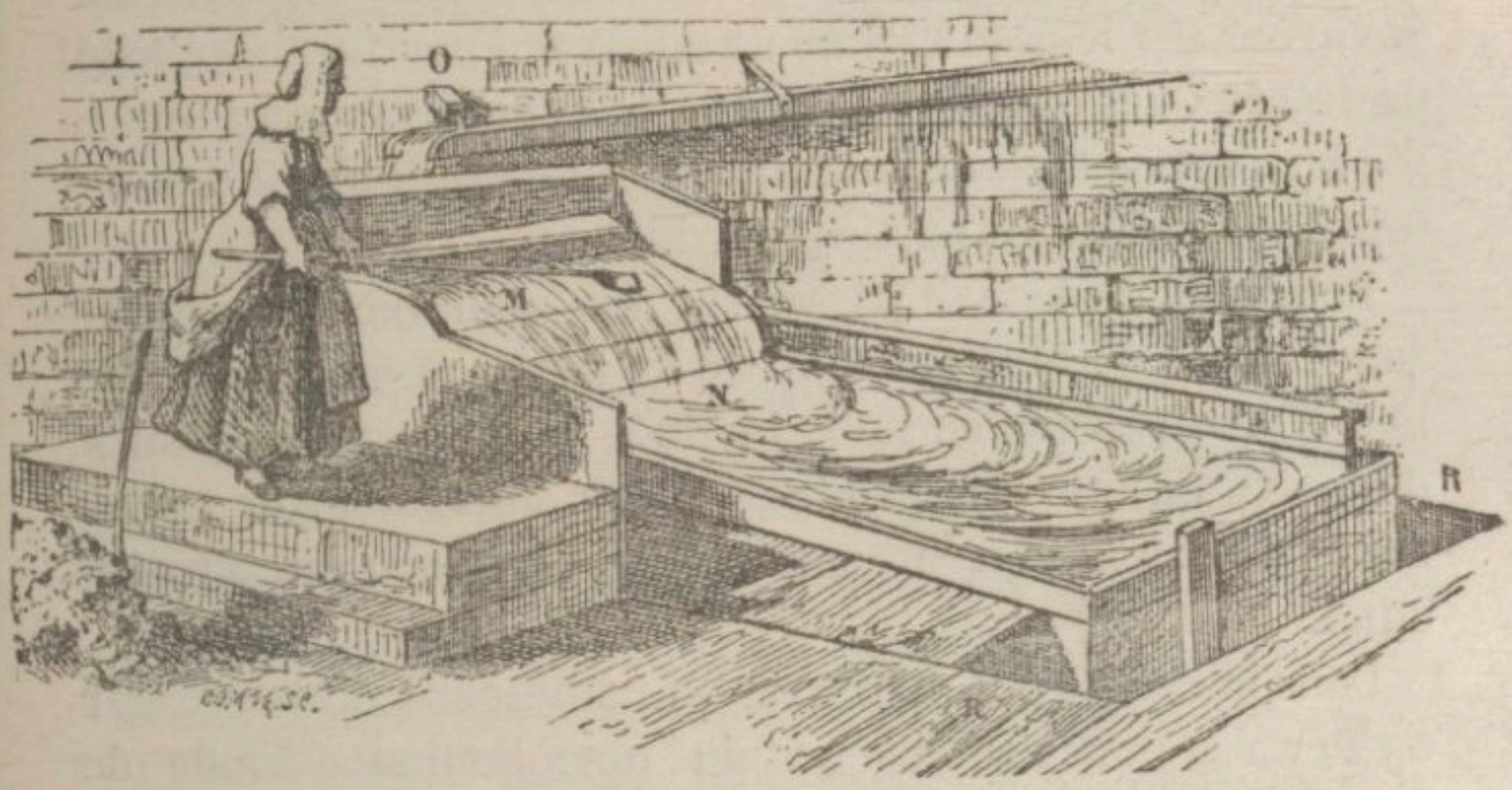


Fig. 3. — Lavage de l'or à la table dormante.

cylindre percé de trous à la partie inférieure et pouvant tourner autour d'un axe vertical.

Une fois que les matières sont introduites dans le trummel, elles rencontrent dans l'intérieur des tiges de fer disposées en forme de peignes, ayant pour but d'écraser les gros morceaux ; les parties fines passent alors à travers les trous ménagés à la partie inférieure du cylindre et les morceaux stériles restent sur le tambour.

Bien entendu, ces derniers morceaux pouvant contenir

de l'or sont conservés précieusement et font l'objet d'un examen minutieux.

Quant aux parties fines elles sont entraînées sur un espèce de plan incliné, où une première séparation s'effectue par ordre de densité ; les boues passent ensuite dans les rigoles où elles sont éliminées par des pompes spéciales.

Prenons les matières qui sont restées sur notre plan et effectuons la séparation de l'or.

On commence d'abord par faire un lavage sommaire, en envoyant sur le plan incliné un courant d'eau ; puis à l'aide de râteaux, les ouvriers poussent les matières en sens opposé ; les parties légères sont ainsi éliminées, il s'agit maintenant de traiter les parties lourdes.

Pour cela on les fait passer sur un plan incliné d'environ 2 m. 10 de long sur 0 m. 90 de large, muni en son milieu d'une traverse en bois, inclinée dans le sens contraire d'un courant que l'on produit à l'aide d'un réservoir contenant de l'eau et placée à une certaine distance du plan incliné.

Dans le lavage des matières, on commence d'abord par opérer à la partie supérieure du plan incliné à l'aide de râteaux et l'on fait passer ensuite les matières dans la partie inférieure, puis on recommence une autre opération dans la partie supérieure pour retravailler après dans la partie inférieure.

Lorsque les matières rassemblées à la partie inférieure sont en assez grande quantité, on enlève la traverse puis on ajoute du mercure.

Frottant alors énergiquement avec une brosse dure, l'or s'amalgame avec le mercure, et les dernières parties légères sont entraînées ; il ne reste donc plus que l'amal-

game et des parties lourdes qui peuvent encore contenir des traces d'or que l'on a soin de trier.

Quant à l'amalgame, il est immédiatement placé dans une cornue et distillé, le mercure s'en va, et l'or reste dans le fond de la cornue.

Long-tom. — Cet appareil permet de traiter deux fois plus de matière que le berceau, et se compose de deux auges consécutives en bois : ayant 4 mètres de long environ sur 0 m. 60 de large.

La partie supérieure est très inclinée, et lorsqu'on veut traiter des alluvions aurifères, on les envoie d'abord dans cette partie avec de l'eau et de là, elles arrivent dans l'auge inférieure munie d'une plaque perforée servant de crible à travers lequel passent les matières de petites dimensions, parmi ces matières se trouvent les paillettes d'or.

Ces paillettes entraînées par le courant tombent dans une espèce de caisse en bois jouant le rôle de table dormante, où deux petites traverses de bois permettent de retenir les paillettes d'or ; parfois on ajoute du mercure afin de retenir plus facilement les petits grains d'or qui peuvent s'échapper.

En somme, le travail au long-tom n'offre aucune difficulté et nous sommes bien loin de l'outillage complexe que nous verrons dans le traitement des minerais quartzeux rebelles ou non.

Sluice-boxe. — Le sluice est un grand canal incliné en bois, permettant de traiter de grandes quantités de matières aurifères à la fois.

Sa largeur est très variable, mais généralement comprise entre 30 et 25 centimètres ; le flume n'est pas autre chose qu'un sluice de grandes dimensions, ayant généralement de 1 m. à 1 m. 60 de large ; quant à la longueur du sluice, elle est complètement différente suivant la nature des exploitations ; aussi n'est-il pas rare d'en voir de plusieurs kilomètres de long.

Le sluice est formé par des caisses rectangulaires en bois, que l'on ajoute les unes au bout des autres ; le fond est pavé grossièrement et les intervalles sont remplis de petits cailloux. Très souvent on place dans le fond du sluice, des petites barres de bois servant à arrêter les parties lourdes des alluvions.

Lorsque l'on veut pratiquer un traitement au sluice, on commence par verser du mercure dans la partie supérieure du sluice, qui servira à retenir les particules de métal précieux ; ce mercure se répand bientôt dans les différentes parties du sluice ; on fait arriver un courant d'eau et l'on jette les matières aurifères à traiter.

Le courant les entraîne et les parties légères roulent sur le mercure, tandis que les parties lourdes, c'est-à-dire l'or en particulier s'y enfonce ; et par son contact finit par faire un amalgame qu'il s'agira de recueillir à la fin de l'opération.

De distance en distance, on établit des under-currents, c'est-à-dire des espèces de tamis sur lesquels passent les matières entraînées, les parties fines passent au travers de ce tamis, puis tombent dans un petit canal secondaire, où elles peuvent s'amalgamer d'une façon plus complète avec le mercure qui y est placé : à la sortie de ce petit canal, les matières entraînées par le courant rejoignent le canal principal et continuent leur route.

Ces under-currents que l'on établit font aussi réaliser de sérieuses économies, car ils permettent de pouvoir rattraper les particules trop fines d'or, qui auraient pu échapper au traitement du sluice seul.

Le sluice est quelquefois souterrain ; dans ce cas il prend le nom de ground sluice et entraine parfois à des dépenses considérables.

Quant aux dépenses occasionnées par les frais de traitement, elles ne sont pas très grandes si l'on en juge : 1° par la quantité d'eau à employer qui est de 310 mètres cubes environ par 100 mètres cubes de matières ; 2° par les frais de main-d'œuvre qui doivent être des plus restreints, le travail au sluice ne demandant aucune éducation spéciale de la part des ouvriers.

Exploitation hydraulique. — Cette méthode consiste à abattre des amas d'alluvions, à l'aide de puissants jets d'eau qui désagrégeant alors ces masses les entraînent dans des sluices.

On voit tout de suite ce que nécessite une pareille exploitation ; il nous faut d'abord de l'eau en quantité ; ce qui demande de grands réservoirs que l'on établit de la façon suivante.

On construit un barrage solide dans les parties hautes des vallées, de façon à pouvoir emmagasiner des quantités d'eau considérables.

Ces réservoirs dégénèrent en de véritables lacs, tel est celui d'Eureka, dans la vallée de Yuba en Californie.

Le barrage du lac Eureka a une hauteur de 21 mètres ; sa surface est d'environ 120 hectares, et peut contenir jusqu'à 17.000.000 de mètres cubes d'eau.

Par suite des conséquences terribles que peuvent amener la rupture de pareils barrages, ils sont établis solidement en granit, et toutes les précautions sont prises pour prévoir le cas possible d'une rupture.

En cas d'accident, le lac est vidé à l'aide de vannes.

Dans la partie inférieure du lac est ménagée une ouverture, communiquant avec un canal ayant 1 m. 75 de long sur 0 m. 90 de haut servant à amener l'eau vers le lieu de l'exploitation.

La course qu'il faut faire pour y arriver, est quelquefois excessivement longue et atteint parfois jusqu'à 100 kilomètres : aussi cela nécessite-t-il des frais considérables. Il existe des compagnies spéciales se chargeant d'amener l'eau moyennant une certaine redevance et en profitent pour en distribuer à plusieurs mines à la fois.

On conçoit les immenses travaux qu'il est quelquefois nécessaire de faire pour envoyer l'eau au moyen de ce canal à l'endroit de l'exploitation.

On est obligé parfois de faire passer le canal sur un aqueduc ; celui d'Eureka décrit dans les *Annales des Mines* par M. Sauvage a une longueur de 425 mètres et une hauteur de 40 mètres ; il possède une pente assez grande pour lui faciliter l'arrivée de l'eau.

Ce canal est en fonte et vient déboucher dans une caisse appelée distributeur, sur lequel vient se brancher des tuyaux secondaires ayant 0 m. 30 de diamètre et pouvant se fermer à l'aide de vannes.

Ces tuyaux sont terminés par des lances que le mineur tient à la main pour diriger le flot d'eau sur la masse d'alluvions qu'il veut abattre.

Il s'agit maintenant de faire des travaux d'écoulement pour les eaux et les matières abattues.

Pour cela, il faut créer à la base du terrain d'alluvions, un tunnel ; on procède à son établissement en faisant d'abord plusieurs sondages à l'aide de puits placés de distance en distance, jusqu'à la roche de base ou bedrock, et on note le point le plus bas, d'où l'on fera partir le tunnel.

Le tunnel servant à l'écoulement des eaux est percé sous le gîte aurifère et on lui donne généralement une pente de 4 centimètres par mètre ; quant à sa largeur, elle est de 2 mètres environ et la hauteur est de 2 m. 40 à 2 m. 50.

Une fois l'installation faite, lorsque l'on veut attaquer un quartier de la colline : les mineurs dirigent des jets d'eau sur l'endroit déterminé.

Le diamètre du jet d'eau est de 20 centimètres environ et le débit de 750 litres par minute.

Les roches sont alors désagrégées et tombent dans la partie inférieure où elles sont entraînées par le courant dans des sluice-boxes ayant jusqu'à 2 mètres de large, et présentant dans leur fond des interstices ou riffles à mercure.

Sur les sluice-boxes on établit de distance en distance des grizzlies et des under-currents.

Les grizzlies sont des espèces de barrages inclinés, formés de barreaux de fer espacés les uns des autres d'une dizaine de centimètres qu'on intercale dans le sluice-boxe.

Les grosses pierres sont alors arrêtées et le courant entraîne les autres matières qui retombent dans une espèce de cuve à sa sortie et rejoignent le sluice-boxe-pour continuer leur route.

Cette méthode est certainement la plus économique pour

le traitement des alluvions situées sur les contreforts des vallées ; car elle permet d'abattre à la fois des hauteurs de 20 à 30 mètres de sables aurifères ; elle fut employée avec succès en Californie, et interdite ensuite, à cause des nombreux dégâts qu'elle causait.

En effet, une quantité considérable de matières abattues, par ces masses d'eau sous pression jetées çà et là, allaient dans le fond des vallées où elles comblaient les fleuves et les rivières, produisant par suite des inondations.

Trouvée en 1852 par un mineur californien, cette méthode qui est encore appelée méthode géant ou hydraulic mining, fut essayée d'abord dans le Placer county à Yankee Jim où les résultats furent si satisfaisants qu'elle fut adoptée dans toute la Californie.

La suppression de cette méthode amène chaque année dans la production aurifère californienne une diminution de plus de 30 millions de dollars ; en faisant augmenter chaque année les exploitations des roches sous-jacentes ou bed-rock ; aussi fait-on maintenant dans la Sierra-Nevada l'exploitation de nombreux filons aurifères dont un des plus connus est le Mother Lode.

Cribles a secousses. — Le crible à secousses se compose d'abord d'un espèce de tamis, servant à recevoir les matières aurifères à traiter, supporté par une tige verticale en fer fixée à un bras de levier.

Ce bras de levier est mû à la main, à l'aide d'une tige qui s'enfonce verticalement dans un tube de métal ; ce qui permet de conserver à la tige sa direction déterminée.

Le crible plongeant alors dans une cuve remplie d'eau subit des mouvements ascendants et descendants, qui lui

font classer mécaniquement les matières par ordre de densité en tombant dans le fond de la cuve.

M. Bartsh fit en 1892 une table à secousses formée par une table conique, recevant par secousses des mouvements angulaires permettant de séparer les paillettes d'or rapidement.

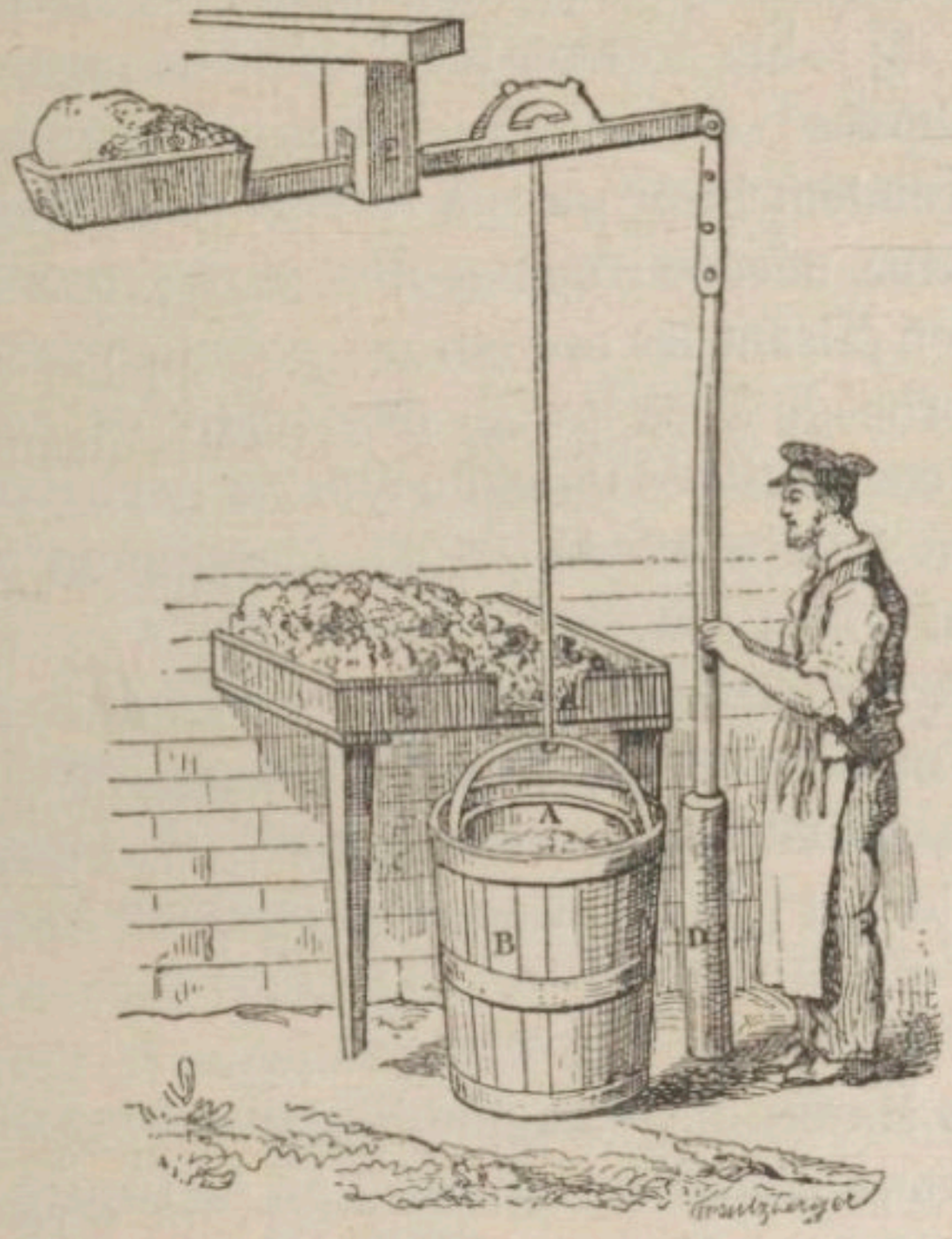


Fig. 4. — Crible à secousses.

Au-dessus de cette table se trouvent des tuyaux d'arrosage tournant autour d'un axe vertical, passant par le centre de la table conique et tournant en sens inverse de cette table.

Les matières aurifères à traiter sont placées dans une tré-

mie, de l'eau y est versée et l'on obtient une boue qui s'en va dans une rigole horizontale animée d'un mouvement de rotation comme la trémie par l'arbre central.

Ce crible pourrait également recevoir des minerais de quartz aurifères.

En 1894 M. Pike a combiné un appareil de lavage et d'amalgamations pour empêcher autant que possible l'accumulation du sable noir ou black-rand dans les rainures des sluice-boxes ; ces matières inutiles remplissent ces cavités les rendent impropres à retenir le métal précieux ce qui entraîne nécessairement des pertes que l'on évite cependant en faisant les opérations accessoires.

M. Pike procède à ce lavage des matières aurifères en maintenant ces matières dans un état de perpétuelle agitation, à l'aide d'une série de cribles légèrement inclinés se manœuvrant sous l'eau.

L'inclinaison dirigée dans le sens de la décharge permet ensuite aux matières de tomber sur des plaques à rainures qui agitées aussi empêchent le sable noir ou black-rand de s'y accumuler, et l'on termine le traitement avec du mercure.

PUDDLING MACHINE. — La puddling-machine se compose de deux râteaux placés à l'opposé l'un de l'autre, sur un axe horizontal muni d'une poulie pouvant être commandée, soit par une roue hydraulique ou par une machine à vapeur.

Ces râteaux tournent dans un bassin dans lequel on introduit les boues aurifères, et où l'on fait arriver en même temps de l'eau qui entraîne par son courant les parties légères ; les paillettes d'or au contraire à cause de leur densité restent au fond du bassin.

Lorsqu'on a une certaine quantité de matières lourdes dans le fond du bassin, on les enlève à la pelle. Cette méthode est assez avantageuse, car elle nécessite très peu d'eau, et 6 hommes peuvent traiter 70 tonnes d'alluvions par jour, elle semblerait très peu coûteuse ; mais un conseil d'enquête qui eut lieu en 1858 dans la colonie de Victoria a constaté qu'en employant cette méthode il restait encore 2 gr. 110 d'or à la tonne.

Par conséquent il faudra enlever les matières lourdes qui sont au fond du bassin et leur faire subir un traitement au sluice, de cette façon on évitera les pertes de métal précieux.

Appareil combiné pour le lavage des alluvions. — En 1863 la Société des gites aurifères du Midi de la France construisit un appareil assez ingénieux, que nous allons décrire, pour l'exploitation des alluvions de l'époque actuelle des cours d'eau, et l'on sait combien leur teneur est faible, puisque 2 grammes d'or à la tonne en font des alluvions exploitables.

On peut traiter facilement 600 tonnes d'alluvions aurifères par jour avec cet appareil qui se compose de deux cribles superposés, dont le supérieur est mobile autour d'un axe, auquel on imprime des mouvements de rotation ; ce crible ayant la forme d'une cuve permet de recevoir les alluvions aurifères à traiter, mélangées d'une grande quantité d'eau ; ce crible laissera donc passer les matières de calibres voulus, qui viendront tomber dans un autre petit crible mais fixe sur lequel frotte des petits balais fixés après le crible mobile.

Les matières sont alors soumises au passage à travers les

trous du crible inférieur et sont reçues avec l'eau dans quatre entonnoirs communiquant avec quatre cylindres inclinés disposés de chaque côté de l'appareil, et dans lesquels tournent des agitateurs, actionnés comme les cribles par l'axe vertical, au moyen d'un engrenage.

Les matières sans cesse agitées dans ces cylindres pleins d'eau se séparent par ordre de densité ; l'or reste dans les cylindres et les parties légères sont déversées avec l'eau sur des plans inclinés destinés à retenir les particules d'or qui auraient pu être entraînées ; et qu'on recouvre d'une étoffe pelucheuse pour faciliter cette retenue.

Appareil Ckiandi et Bousquet. — Cet appareil repose comme presque tous les appareils hydrauliques traitant les alluvions aurifères, sur le classement par ordre de grosseur et de densité.

Le particulier de l'appareil que nous décrivons est que toutes les opérations se font complètement sous l'eau, qui est soumise à un repos relatif, par des dispositions ingénieuses de différentes pièces de l'appareil complètement immergées, permettant aux alluvions aurifères que l'on introduit de sortir avec des vitesses proportionnelles à leur volume et à leur densité, en traversant, de haut en bas, une couche d'eau épaisse facilitant le classement.

Les dragues déversent les matières aurifères à traiter dans un cribleur cylindrique horizontal, percé de trous, dans lequel se trouve une hélice.

Le cylindre cribleur est animé d'un mouvement de rotation autour d'un axe horizontal et l'hélice projette alors les matières aurifères qui tombent dans l'eau, pour pénétrer ensuite, dans une cavité cylindrique munie d'un agitateur

à palettes hélicoïdales, tournant au moyen d'un axe incliné. Projetées de nouveau contre les parois du cylindre, les matières aurifères sont chassées et tombent en subissant un classement à travers l'eau dans la partie inférieure de l'appareil; là se meut un agitateur à palettes héliçoïdales, autour d'un axe vertical.

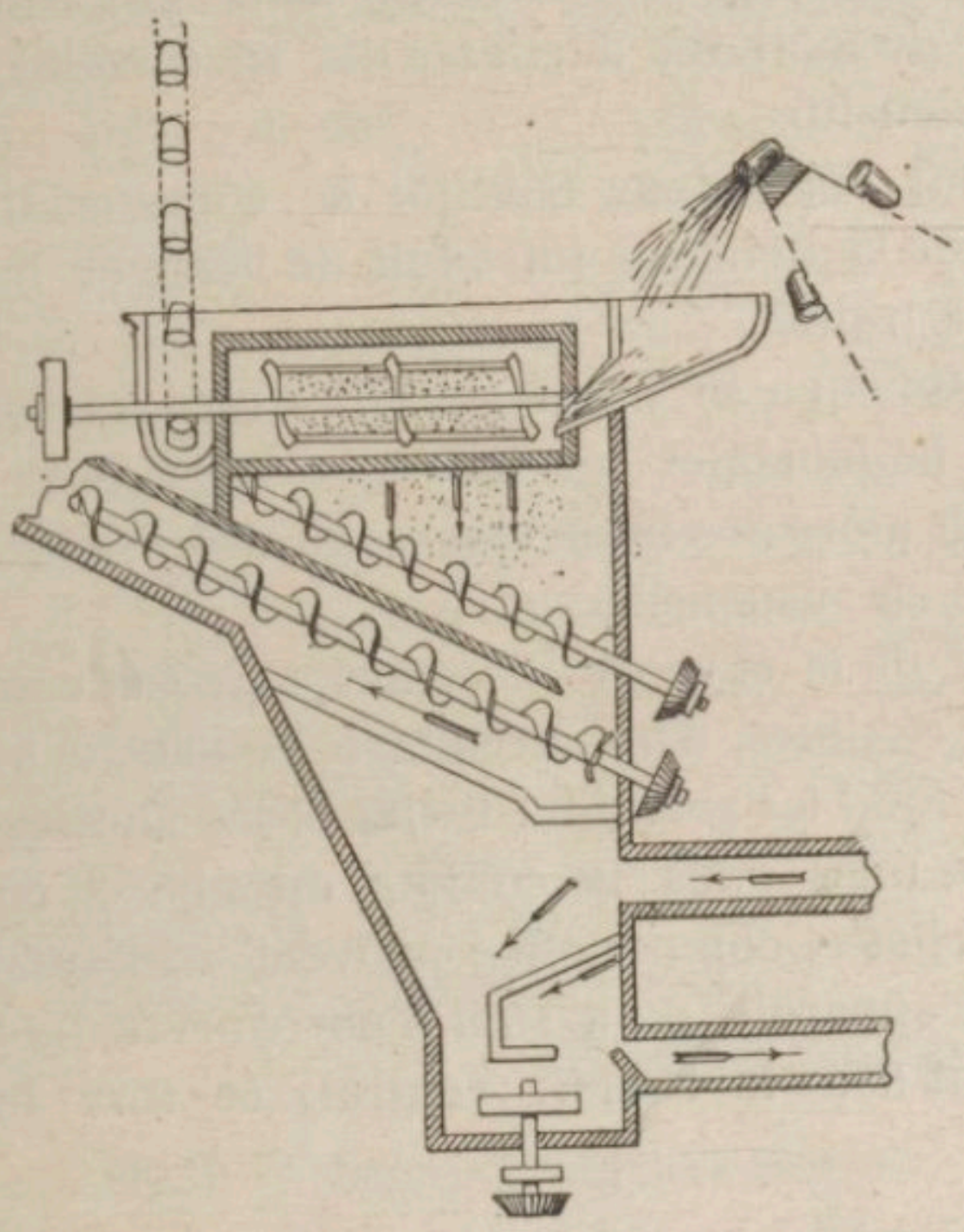


Fig. 5. — Appareil Ckiandi et Bousquet.

Un dernier classement s'effectue, les particules flottantes ou stériles sont aspirées mécaniquement, à cause de la forme des palettes et ensuite à l'aide d'une pompe aspirante; elles sont rejetées dans des sluices pour y retenir les dernières particules d'or qui auraient pu échapper au lavage.

Quant à l'or isolé, il reste dans la partie supérieure de l'appareil prêt à être recueilli.

Laveur séparateur Sébillot. — Cet appareil repose sur la séparation dans l'eau, de l'or des matières stériles, en imprimant à cette eau un mouvement giratoire ayant pour but de mettre en suspension dans cette eau toutes les particules de matières aurifères qui se classent alors par ordre de densité.

Le laveur séparateur Sébillot se compose d'une cuve ovoïde dans laquelle on introduit de l'eau et les matières aurifères à traiter.

Dans cette cuve se meut autour d'un axe vertical, des branches hélicoïdales au moyen d'une poulie motrice; l'eau reçoit alors des mouvements giratoires et les matières sont mises en suspension.

Le fond de la cuve ovoïde étant mobile, communique avec deux couloirs, l'un circulaire et l'autre central; on abaisse ce fond à l'aide d'un levier et les matières sont entraînées les unes dans le couloir circulaire, ce sont les parties stériles et comme elles peuvent adhérer après les parois de l'appareil, on a soin d'envoyer un jet d'eau; les autres vont dans le couloir central, ce sont les parties riches.

Laveur et amalgamateur Bazin. — A l'aide de cet appareil, on fait pénétrer au fond d'un bain de mercure, les matières aurifères que l'on chasse de haut en bas, au moyen d'une colonne d'eau appelée charge hydraulique.

A cause de leur densité relativement faible, les matières stériles traversent le bain de mercure et sont expulsées

dans l'eau par la force centrifuge, tandis que les parties aurifères à cause de leur contact prolongé avec le mercure, peuvent s'amalgamer.

Donc deux opérations : 1° Filtrage de bas en haut à travers un bain de mercure, des matières aurifères : 2° Expulsion des parties stériles à l'aide de l'eau par la force centrifuge. Ces deux opérations, sont réalisées bien que

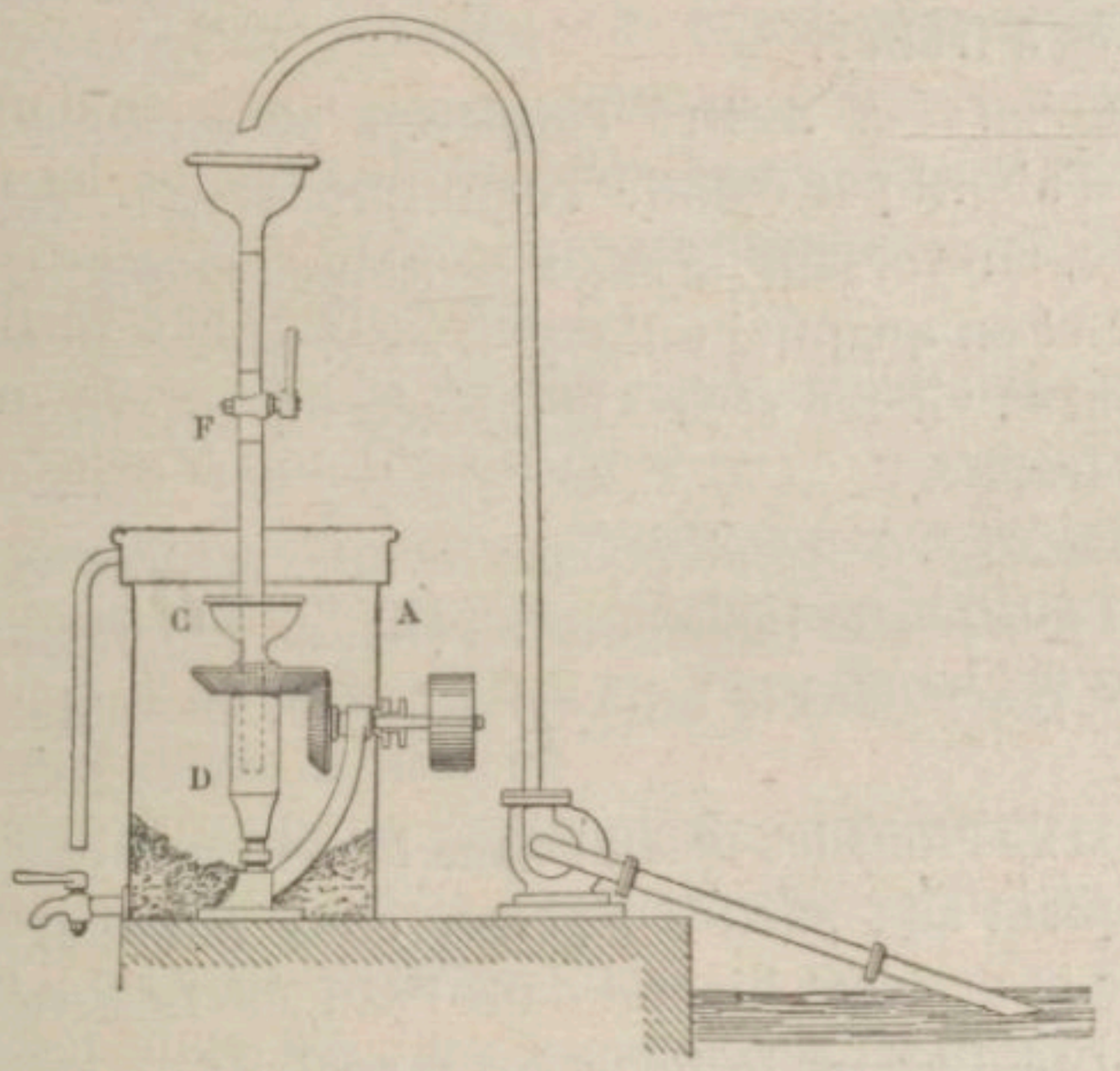


Fig. 6. — Laveur-amalgateur Bazin.

s'exécutant simultanément dans l'appareil suivant au moyen d'une seule opération.

Dans une cuve fixe A pleine d'eau se meut une cuve C de projection dont la partie inférieure D est cylindrique. Cette cuve C est animée d'un mouvement de rotation par un engrenage commandé par une poulie, recevant la force soit d'une machine hydraulique, soit d'une machine à vapeur.

Dans la partie supérieure de la cuve A se trouve un robinet de vidange permettant de maintenir le niveau de l'eau constant et d'éliminer les parties stériles.

En F se trouve un tube vertical terminé à sa partie supérieure par un entonnoir, permettant de recevoir de l'eau en quantité suffisante pour établir à l'aide de cette colonne liquide l'équilibre avec la colonne de mercure, placée dans la cuve mobile ; de plus à recevoir les matières aurifères à traiter.

Lorsqu'on veut mettre l'appareil en marche, on commence d'abord par établir l'équilibre avec la colonne de mercure, en versant de l'eau continuellement dans l'entonnoir et en quantité telle qu'il se produise un léger courant dont la vitesse sera augmentée en ajoutant les alluvions à traiter.

Les matières descendent dans le tube central vertical et arrivent à la partie inférieure où elles se répandent dans le mercure placé dans le tube cylindrique, base de la cuve mobile.

Les parties lourdes restent dans le mercure et s'amalgament ; quant aux parties légères, elles montent dans le mercure et arrivent bientôt dans l'eau de la cuve mobile, qui subissant les effets de la force centrifuge, les entraîne avec elle en dehors de la cuve pour les déverser dans la cuve extérieure A.

Amalgamateur Thénot. — Le docteur Thénot, de Mâcon a appliqué dans son appareil de traitement par amalgamation des alluvions aurifères, le principe des vases communiquants.

Son appareil est constitué par une série de vases reliés

entre eux, dont chaque élément peut se subdiviser en deux vases communiquants, contenant une colonne d'eau et de mercure.

On ne peut mieux se figurer l'appareil Thénot qu'en considérant une suite de marmites fermées par leurs couvercles respectifs, dont la partie inférieure de chacune d'entre elles se trouverait terminée par un tuyau recourbé relié solidement à l'aide d'un joint boulonné avec le tuyau descendant de la partie supérieure de la marmite suivante.

On se trouve bien en présence d'une série de vases communiquants dont on peut augmenter ou diminuer le nombre, en détachant les récipients ou marmites les uns des autres par les joints boulonnés.

L'air qui se trouve dans l'appareil, s'échappe, par un trou fermé par une vis, ménagé à la partie supérieure de chaque marmite; à la base on a fait une petite porte permettant d'enlever l'amalgame formé pendant l'opération dont un regard vitré placé à la partie renflée de la marmite permet d'en suivre la marche.

Pour faciliter le déplacement des différents éléments afin de les mettre en série, ils sont placés chacun sur une espèce de chariot à roulettes.

Lorsqu'on veut procéder à une amalgamation, on introduit du mercure dans l'appareil par le couvercle des marmites; puis on le remplit d'eau et l'on envoie les alluvions aurifères contenues dans un réservoir d'eau, en ouvrant un robinet de communication placé à la partie inférieure.

Ce réservoir pouvant s'élever ou s'abaisser permet en communiquant avec les différents éléments de l'appareil Thénot d'en augmenter ou de diminuer la pression intérieure et, par suite, la chasse des matières aurifères.

On opère ainsi à l'abri du contact de l'air, en vase clos et le minerai va successivement d'un élément dans un autre, en passant à travers les couches de mercure.

Les particules légères traversent alors les couches de mercure, arrivent dans les colonnes d'eau qui les placent en contact avec le mercure, où elles continuent à s'amalgamer. Un robinet d'évacuation donne la communication avec une colonne d'eau d'aspiration formant siphon, qu'il s'agit d'empêcher de se désamorcer ; tout moyen peut être employé pour cela, par exemple : un réservoir plein d'eau ou une pompe aspirante.

La chasse d'eau provenant du réservoir à alluvions aurifères permet d'obtenir une circulation continuelle dans l'appareil.

Notons que l'appareil Thénot peut servir pour l'amalgamation des quartz aurifères broyés, directement amalgamables ; mais nous le croyons bien plus avantageux dans le traitement des alluvions.

CHAPITRE II

TRAITEMENT DES MINERAIS DIRECTEMENT AMALGAMABLES. APPAREILS DE BROYAGE.

Les minerais directement amalgamables, c'est-à-dire ceux qui ne sont pas associés à des sulfures, arséniures, antimoniures, tellurures, sont soumis à un traitement des plus faciles, reposant sur l'affinité que possède le mercure vis-à-vis de l'or.

Il s'agit donc d'amener, au contact du mercure, le plus possible de particules de notre minerai aurifère, afin d'effectuer l'amalgamation plus parfaitement.

On voit tout de suite ce que va nécessiter un pareil traitement :

1° Un concassage et broyage du minerai, ce qui nous permettra de passer en revue différents types de concasseurs et broyeurs les plus usités dans la métallurgie de l'or ;

2° Une amalgamation.

On a cherché à réunir ces deux opérations en une seule ; nous étudierons donc les appareils permettant, tout en broyant le minerai, d'en effectuer l'amalgamation.

BIBLIOTHÈQUE NATIONALE R. F. IMPRIMÉS

Nous décrirons aussi le travail au pan, qui est un des appareils de ce genre présentant de grands avantages sur les instruments primitifs, tels que l'arrastra mexicain et le moulin tyrolien ; sont encore trop souvent employés dans certains centres auri-fères.

Le broyage des minerais à sec est pratiqué généralement lorsqu'on veut en faire le traitement par voie sèche ; quant au broyage humide, on l'effectue dans le cas où le traitement postérieur réclame la lixiviation.

Récemment, on a étudié cette question si importante du broyage, surtout pour les minerais rebelles, en opérant par voie mixte.

Nous allons commencer par la description du travail à l'arrastra et entrer dans quelques considérations pour chacun de ces procédés.

Arrastra mexicain. — L'arrastra est un des appareils primitifs de broyage des minerais aurifères.

Dès que l'on commença à traiter les quartz aurifères, le besoin se fit sentir de les amener à un degré de finesse tel qu'il permit de les amalgamer.

Un des premiers appareils de broyage est remarquable par sa simplicité et fut longtemps employé en Amérique.

Ce premier appareil se composait d'un simple levier en bois, reposant sur un tronc d'arbre, et se mouvant autour d'un axe horizontal.

Une grosse pierre était placée au petit bras du levier de telle façon qu'en appuyant sur le grand bras et l'abandonnant ensuite, la pierre retombait en frappant des coups

sur le sol, sur lequel on plaçait le minerai que l'on voulait soumettre au broyage.

Bientôt ce premier appareil fut perfectionné, mais laissait encore fort à désirer, lorsqu'on le compare surtout avec nos broyeurs actuels. L'arrastra mexicain prenait naissance. Cet appareil, usité encore dans quelques petites exploitations aurifères, se compose d'un arbre vertical, autour duquel se déplace une barre de bois horizontale mue par une bête de somme.

Après cette barre est suspendue une série de pierres, généralement au nombre de 4.

L'ouvrier répand sur la sole, dalée spécialement en forme d'auge circulaire, le minerai qu'il a d'abord cassé à la main, puis dans un espèce de moulin appelé molinos. Les quatre pierres, dans leur rotation, écrasent le minerai, qui forme, avec l'eau que l'ouvrier a soin d'ajouter, une espèce de boue noirâtre renfermant les résidus aurifères ; que l'on soumettra ensuite au traitement du patio.

Le peu de frais que nécessite la fabrication d'un arrastra l'a fait longtemps et le fait encore apprécier dans de petites exploitations aurifères. D'après Roswag, pour 300 fr. environ, on peut se construire un arrastra, mais malheusement on n'arrive guère à broyer qu'une demi-tonne de minerai par jour.

Les boues noirâtres sont ensuite recueillies quand l'ouvrier juge que le minerai est suffisamment broyé ; puis il le fait passer dans de grandes cours dalées auxquelles on donne le nom de patios.

Avant d'envoyer les boues, on commence par les évaporer, car elles sont trop étendues d'eau, ce qui amènerait dans la suite un traitement défectueux.

Il faut que les boues deviennent assez épaisses pour que le piétinage par des animaux puisse se faire sans qu'il y ait trop d'éclaboussures. Ce piétinage constitue justement le travail aux patios, qui se fait le plus souvent par des mules, et l'on ajoute du mercure pour procéder à l'amalgation.

On voit que ce procédé est des plus primitifs et on conçoit facilement les pertes sans nombre qui doivent en résulter, mais continuons notre opération.

Après l'on fait des additions successives de sel et de magistral ; on a l'habitude de mettre 4 0/0 de sel marin environ ; après avoir piétiné la masse du minerai ainsi préparé, on l'additionne avec 1,5 0/0 de magistral, qui n'est autre chose que des pyrites grillées. C'est alors que l'on verse le mercure et l'on obtient ainsi, en faisant encore piétiner la masse, un amalgame que l'on recueille et l'on soumet à la distillation.

Les pertes sont nombreuses; elles varient de 35 à 40 0/0 de l'or contenu dans le minerai soumis à ce genre de traitement.

Quelquefois, on voit procéder directement à l'amalgation et au broyage dans l'arrastra même ; en conséquence, l'ouvrier répand le minerai et le mercure sur la sole de l'arrastra ; le minerai, qui a subi les mêmes préparations mécaniques décrites dans le procédé que nous venons d'examiner, est alors réduit en poudre fine et mis en contact intime avec le mercure.

Pour éviter les pertes qui seraient par trop grandes dans cette amalgamation directe, on procède à un lavage à grande eau de la matière aurifère et on la fait passer dans des sluices ou sur des couvertures de laine.

De cette façon, on arrive à retenir quelques particules d'or ; mais les pertes sont toujours très grandes ; aussi le travail à l'arrastra doit-il être condamné par les progrès de la science.

Moulin tyrolien. — Les moulins tyroliens furent employés pendant de longues années et il ne faut citer que quelques rares exploitations qui en font usage.

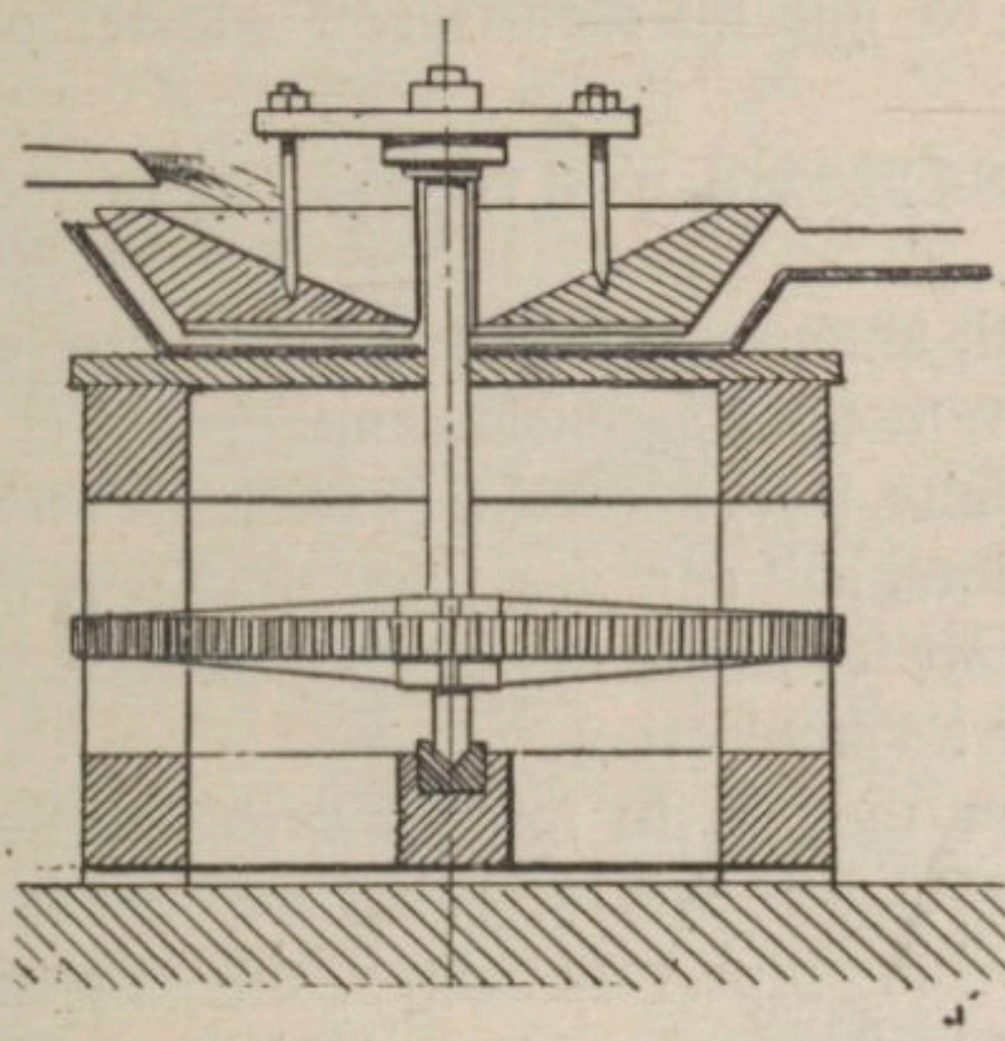


Fig. 7. — Moulin tyrolien.

C'est surtout dans la Transylvanie où l'exploitation aurifère se fait de cette façon.

Le moulin tyrolien se compose d'une cuve en fonte, dans le centre de laquelle passe un arbre vertical mû par une roue d'engrenage. Cet arbre porte une plaque de bois dans laquelle se trouvent encastrés des couteaux se dirigeant tous vers le centre.

La plaque de bois peut être levée ou abaissée, ce qui

permet de la faire approcher plus ou moins du fond de la cuve.

Lorsqu'on veut traiter des minerais par les moulins tyroliens, on leur fait d'abord subir un bocardage et l'on ajoute de l'eau qu'on envoie dans la cuve en fonte du moulin.

La plaque de bois étant animée d'un mouvement de rotation d'une vingtaine de tours par minute ; les couteaux pénètrent plus ou moins dans le mercure en entraînant le minerai, ce qui lui facilite son contact pour s'amalgamer.

L'amalgame produit n'est retiré à peu près que tous les deux mois.

Le minerai, amené sur les bords de la cuve en fonte, subit des mouvements d'ascension en tournant et finalement, arrivant au faîte, il est déversé à l'extérieur ; on le reçoit soit dans des sluices, soit sur des plans inclinés, qui permettront de retenir les particules d'or du minerai qui auraient pu échapper à l'amalgation.

La perte au moyen du moulin tyrolien atteindrait, au maximum, 14 0/0 de l'or total contenu dans le minerai.

Disons que, la plupart du temps, on dispose des séries de moulins tyroliens en gradins, dont les produits de l'un se déversent dans le suivant.

Moulin Huttington. — Le moulin Huttington est un des derniers broyeurs inventés ; cet appareil est très en usage pour la pulvérisation fine et, pouvant être considéré comme un moulin, nous le plaçons de préférence en cet endroit avant de parler des concasseurs et broyeurs dont on se sert pour effectuer les opérations préliminaires de traitement du minerai.

Les meules du moulin Huttington sont disposées horizontalement, tandis que, dans le moulin Arnaud, elles se meuvent autour d'un axe incliné.

Le broyeur Huttington se compose de cylindres servant à écraser le minerai, et le broyage se fait par voie humide ; pour cela, on introduit le minerai par une trémie

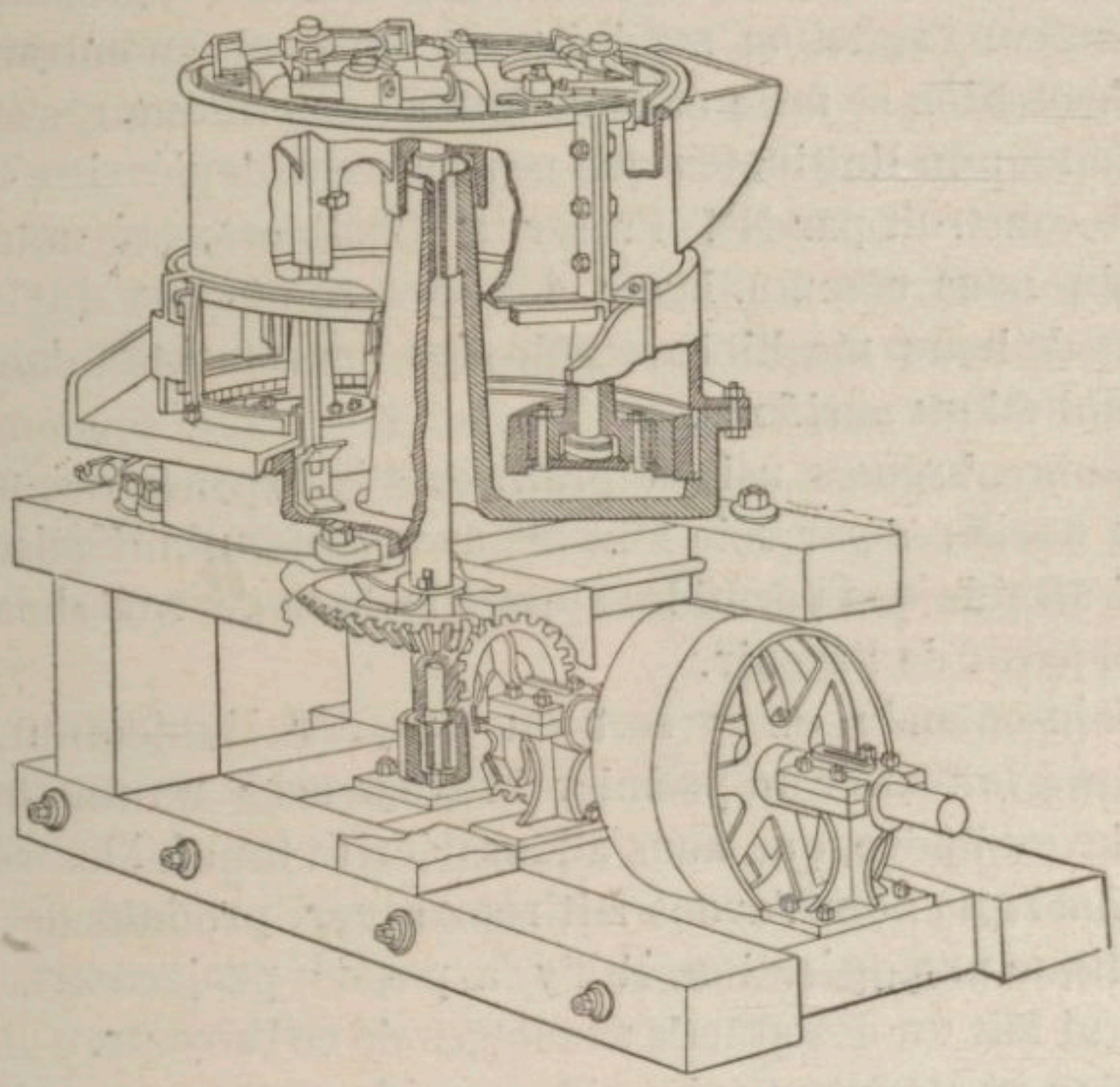


Fig. 8. — Moulin Huttington.

placée sur le côté du moulin, ainsi que de l'eau destinée à faciliter l'opération.

Des rouleaux et des cylindres, animés par la force centrifuge, lancent contre les parois du broyeurs le minerai qu'ils écrasent en le réduisant en poudre, selon la grosseur voulue.

Lorsque le minerai est suffisamment pulvérisé, il passe avec l'eau à travers le tamis.

Une disposition avantageuse des cylindres est à noter ; ils sont placés à $2^{cm},5$ du fond de la cuve dans laquelle s'effectue le broyage, ce qui permet de pratiquer l'opération sans les faire toucher au mercure ; et, l'amalgame formé de cette façon, on évite de nombreuses projections, cependant l'agitation produite est suffisante pour que l'amalgamation se fasse dans de bonnes conditions.

Ce moulin Huttington que nous venons de décrire est le type construit par MM. Fraser et Chalmers, qui ont bien voulu nous communiquer des documents sur quelques-unes de leurs machines employées couramment dans les exploitations aurifères.

De nombreuses usines pratiquent le broyage des minerais aurifères par voie humide avec le moulin Huttington, et il semble que parmi les appareils de ce genre il doit être le broyeur de l'avenir.

Bien entendu, on se sert du broyeur Huttington lorsqu'on a fait subir un premier broyage avec un concasseur Blake ou Dodge, que nous allons décrire tout à l'heure.

Ainsi que nous l'avons fait remarquer, pendant que l'on pratique une opération, il n'y a pas de projections, c'est ce qui fait un des grands avantages de ce broyeur.

Bien que le broyage humide semble avantageux au premier abord pour tous les minerais aurifères, il n'en est pas toujours ainsi.

Certains minerais possèdent l'or à l'état d'extrême division et demandent, suivant le mode de traitement qu'on veut leur faire subir, une pulvérisation complète ; c'est ce qui a eu lieu au Transvaal où l'on traite les minerais d'abord par amalgamation, puis par cyanuration.

Ce broyage humide amène une quantité de boues légères ou slimes qui sont entraînées par l'eau, ainsi que l'or qui se trouve en trop petites quantités pour la proportion de gangue terreuse provenant du minerai.

Ces boues forment ce que l'on appelle l'or flottant ou le float gold, provoquant des pertes de 20 à 25 0/0 de la quantité d'or totale contenue dans le minerai.

C'est pour éviter ces pertes qu'on a essayé de traiter les slimes par le procédé de cyanuration de Mac Arthur and Forrest, que nous étudierons plus loin dans le traitement des minerais rebelles par voie humide.

Si l'on avait besoin de faire subir un deuxième traitement au minerai, celui des slimes, il était juste pour éviter les pertes d'or, de commencer par empêcher la formation ces slimes et par suite de ce float gold ; c'est pourquoi on a essayé de broyer les minerais par voie sèche, bien qu'on leur fasse subir ensuite un traitement par voie humide.

En pratiquant le broyage à sec, on supprime la production des slimes et l'on peut, de cette façon, éviter bien des pertes.

On a cherché de plus en plus à supprimer au Transvaal l'amalgamation préalable et à passer directement au traitement, du minerai broyé, par cyanurâtion.

Ces essais sont encore trop récents, et la question du broyage dans le traitement des minerais de différentes natures est trop importante pour se prononcer à la légère ; mais tout nous fait espérer de bons résultats que l'avenir seul nous apprendra.

Concasseur Blake. — Lorsque les minerais aurifères sortent de la mine, on les rencontre sous forme de gros

morceaux auxquels il est nécessaire de faire subir d'abord une première opération, qui a pour but de les concasser.

Cette opération se fait dans des machines appelées concasseurs, et un des plus usités aujourd'hui est le concasseur Blake, convenant très bien pour les minerais aurifères.

Il se compose d'un solide bâti en fonte H supportant une poulie munie de son volant, qui exécute environ 225 à 250 tours par minute.

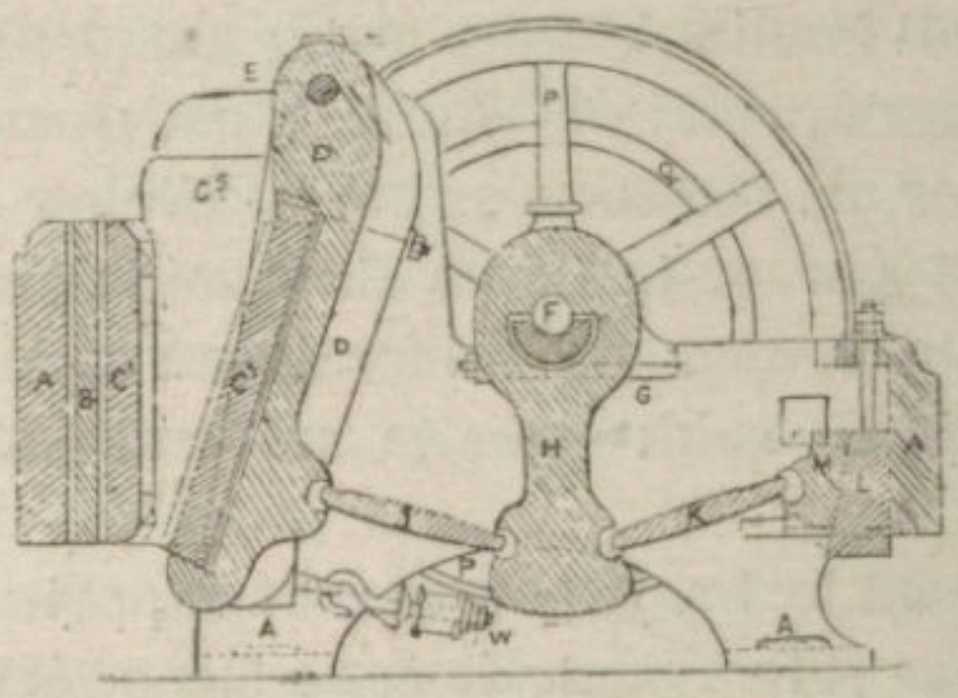


Fig. 9. — Concasseur Blake.

Cette poulie est actionnée par une machine motrice et transmet son mouvement à une bielle et à un excentrique, communiquant avec un levier coudé D faisant mouvoir une plaque de fer ou mâchoire mobile pouvant osciller autour d'un pivot placé à la partie supérieure du bâti du concasseur.

En face de cette plaque s'en trouve une autre ABC qui est fixe et constitue la seconde mâchoire.

C'est entre ces deux mâchoires que l'on introduit les

minerais aurifères à concasser, ils viennent ensuite tomber sur le sol par la partie inférieure des mâchoires.

Ainsi travaillé, le minerai est prêt à subir une deuxième opération qui a pour but de le broyer finement dans des appareils dont nous allons décrire les plus usités ; le moulin Huttington, dont nous avons fait précédemment la description, pourrait être placé ici ; commençons par le broyeur Dodge à cause de sa ressemblance avec le concasseur Blake.

Broyeur Dodge. — Peu de différence avec le concasseur Blake ; une modification dans la position du pivot

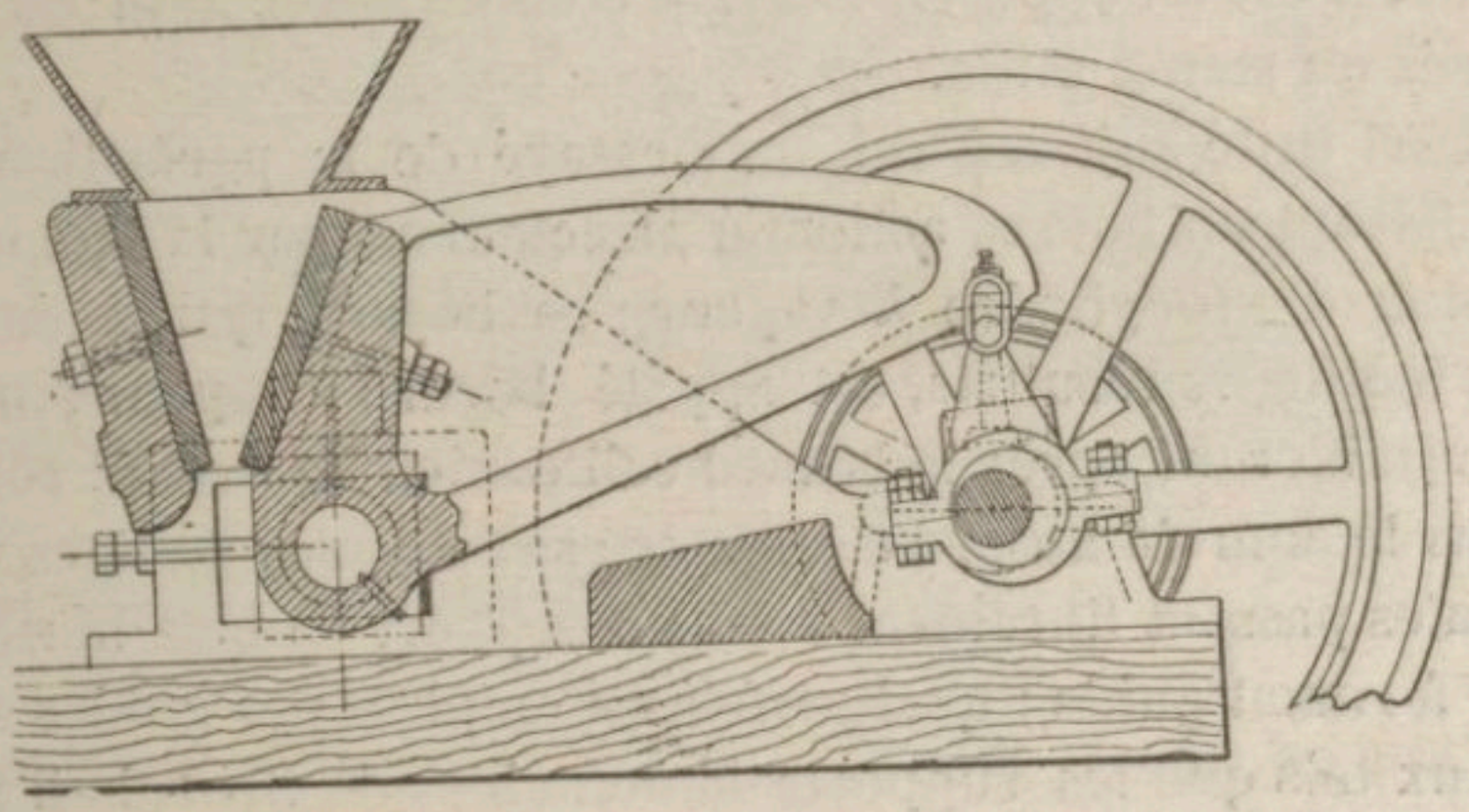


Fig. 10. — Broyeur Dodge.

de la mâchoire mobile qui se trouvait dans le concasseur Blake, permet d'obtenir un concassage beaucoup plus fin ; c'est ce qui le fait aussi préférer dans les ateliers d'essai.

Le pivot se trouve à la partie inférieure du broyeur et peut, à l'aide d'un mouvement transmis par un excentrique, actionner la mâchoire mobile qui, tout en subissant

un écartement très grand à la partie supérieure, conserve sensiblement le sien à la partie inférieure par rapport à la mâchoire fixe.

De cette façon, on obtient un broyage uniforme et fin que l'on modifie à volonté en serrant des vis ayant pour but de rapprocher ou d'écarter les mâchoires.

Les minerais aurifères sont jetés à la partie supérieure du broyeur, par un espèce d'entonnoir communiquant avec les deux mâchoires et retombent sur le sol après le broyage.

Batterie de bocards. — Pour broyer les minerais à l'eau, il est un appareil courant connu sous le nom de bocards ou stamp-mills.

Fort usité aujourd'hui, on a essayé de le perfectionner en faisant un bocard actionné directement par la tige d'un piston d'un cylindre à vapeur ; ce bocard, qui a donné les meilleurs résultats, est appelé bocard à vapeur ; nous l'examinerons après le bocard californien. Le bocard connu sous le nom de bocard californien se compose de tiges verticales passant librement dans un support en bois horizontal formant guide ; quelquefois on emploie des guides spéciaux tels que les supports démontables de Broughall formés par une série de crampons et de chaînons entourant les mâchoires en bois, dans lesquelles passent les tiges des pistons.

A la tige du piston fait suite un sabot composé de deux parties, la tête et le talon, et juste en regard est placé une pièce de fer ou dé, sur laquelle viendra s'écraser le minerai aurifère, quand le coup aura été porté par le sabot.

Une came à double branche permet d'actionner chaque pilon, en venant soulever un tappet fixé après la tige du pilon qui, retombant ensuite après son soulèvement, est relevé de nouveau par l'autre branche de la came. Une série de cames est disposée sur un axe horizontal tournant

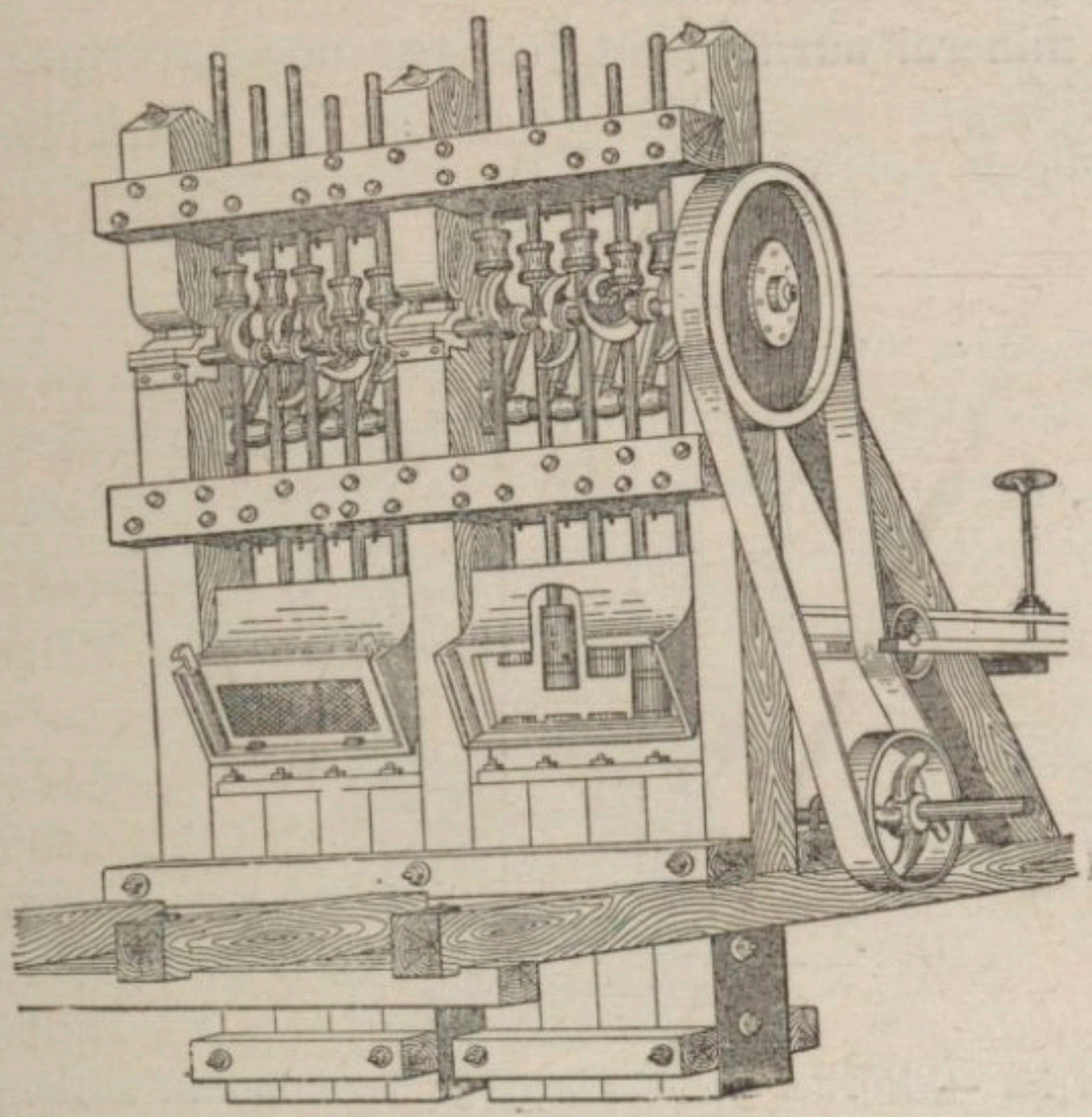


Fig. 11. — Bocard Californien.

à l'aide d'une poulie actionnée par une machine à vapeur ou une machine hydraulique et parfois par une roue motrice mue par des animaux.

A l'aide d'une poulie folle placée sur les côtés du bâti, on peut arrêter les bocards ou les mettre en mouvement, sans pour cela être obligé d'arrêter la machine motrice.

Afin d'éviter la rupture de la poulie actionnant les cames, on la fait en bois avec des rebords en fonte.

Le dé est placé dans un mortier se composant d'une espèce de boîte en fonte, portant une ouverture latérale fermée par une plaque de métal formant crible et par conséquent percée de trous.

Le minerai aurifère est jeté par une ouverture située

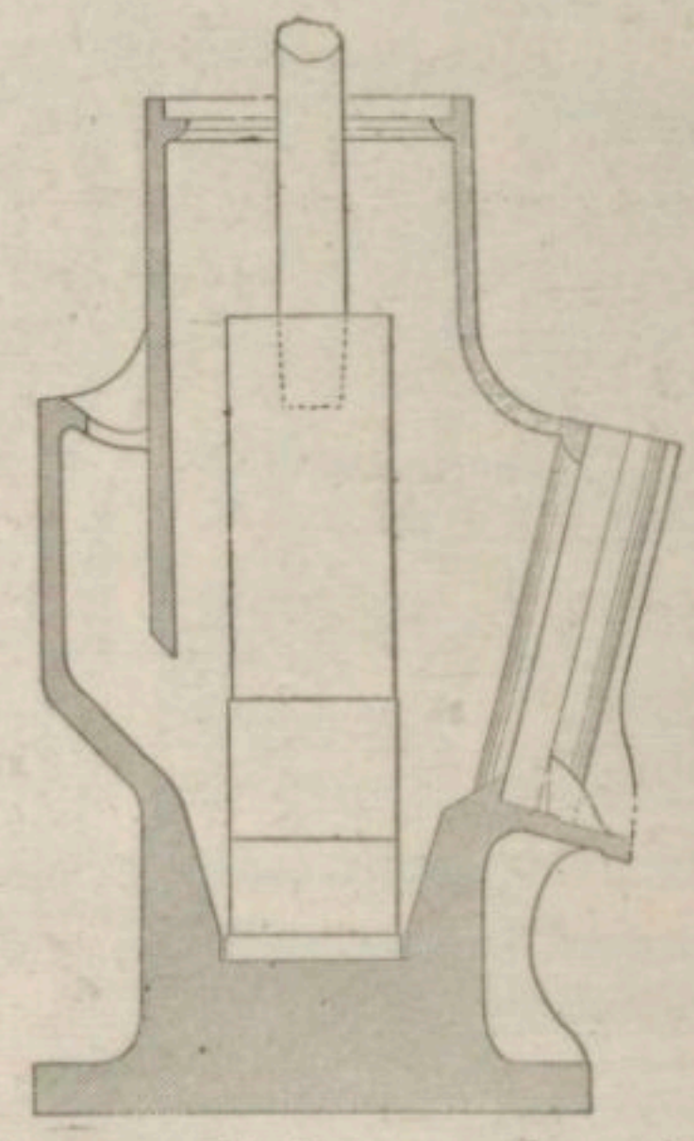


Fig. 12. — Mortier pour le broyage des minerais aurifères.

près du sommet du mortier, et vient se placer naturellement sous les pilons qui, en tombant, forment, avec l'eau que l'on envoie, une espèce de bouillie de pulpe.

Cette pulpe est projetée contre le crible et cherche à s'échapper par les trous, autant que la grosseur lui permet.

On arrive finalement à obtenir un bocardage assez fin,

et l'usure du dé serait grande si l'on ne prenait pas différents soins, dont le premier est de ne jamais bocarder presque à vide ; il faut, pour avoir un bocardage normal, maintenir une couche de 5 centimètres d'épaisseur de minerais aurifères dans le mortier et l'alimenter par conséquent d'une façon régulière ; c'est pourquoi on a cherché à l'alimenter automatiquement ; l'alimentateur automatique Tulloch, qui est aujourd'hui un des plus employés, se rencontre dans différentes mines du Colorado, de la Californie et du Transvaal.

Bocard a vapeur. — Assez usité dans le broyage des différentes sortes de minerais aurifères et en particulier les minerais auro-argentifères, le bocard à vapeur se compose d'abord d'un bâti en fonte à quatre colonnes massives réunies les unes aux autres par des traverses en fer boulonnées.

Le bâti est incliné et supporte à sa partie supérieure un cylindre à vapeur vertical animant directement la tige d'un pilon ; l'admission de la vapeur dans le cylindre a lieu par des soupapes actionnées par un arbre au moyen d'excentriques.

Cet arbre reçoit lui-même son mouvement par des roues dentées en forme d'ellipse, commandées par une machine motrice.

Les soupapes sont combinées de telle façon que, pendant la descente du pilon, c'est-à-dire au moment du travail utile, la pression de la vapeur puisse s'exercer complètement. On obtient de cette façon une force très grande nécessaire au broyage ; la soupape inférieure est au contraire très peu ouverte, lorsque le piston subit sa marche ascensionnelle.

Le broyage se fait dans un mortier, portant quatre ouvertures servant à la décharge, placé sur une plaque de fonte.

Le mortier est guidé par des morceaux de fer fixés aux quatre colonnes formant bâti, et le choc est amorti pen-

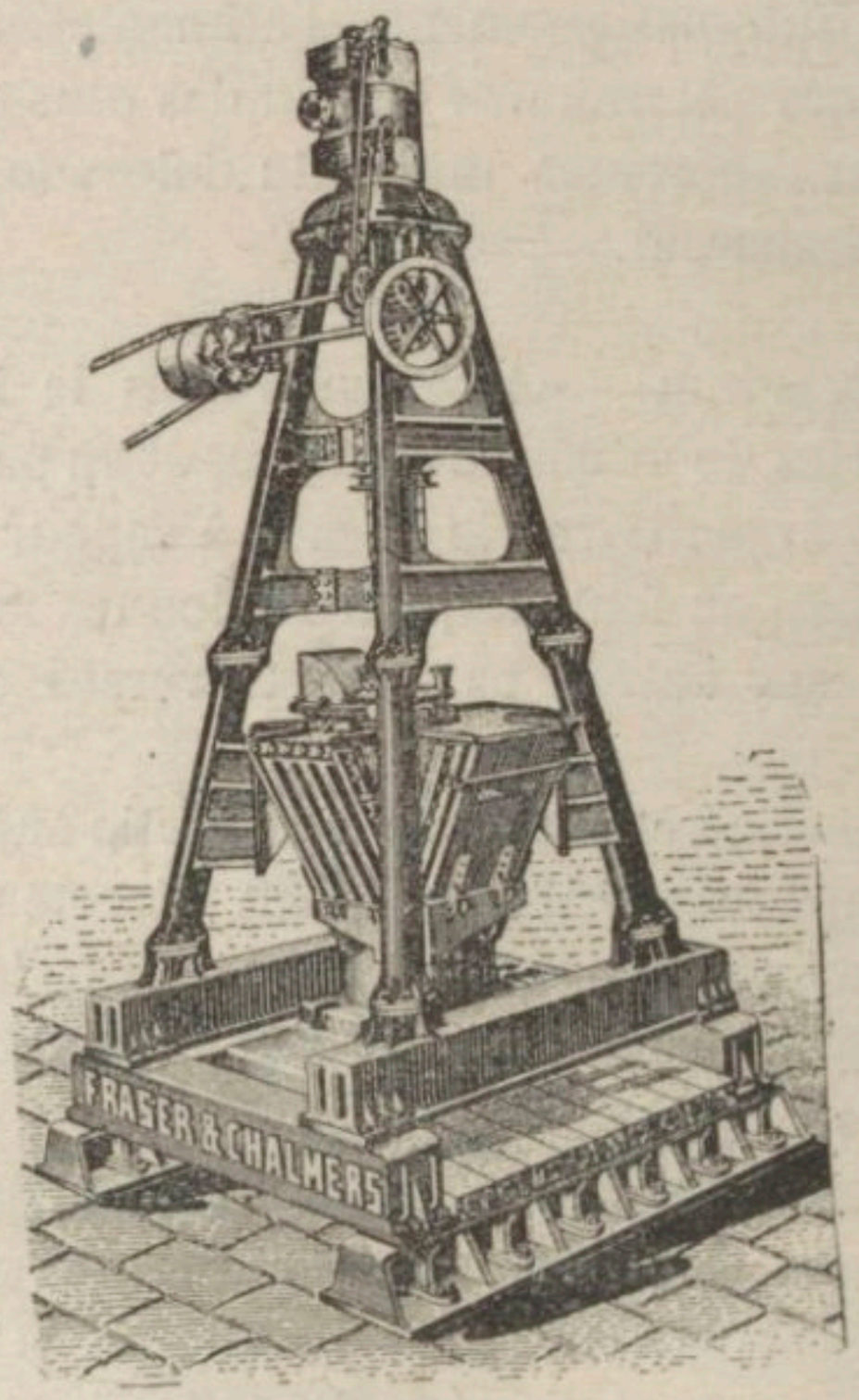


Fig. 13. — Bocard à vapeur

dant le travail par une bande de caoutchouc de 0 m. 50 d'épaisseur environ.

Les deux tiges du piston et du bocard communiquent entre elles par un disque circulaire.

Pour faire un broyage, on introduit l'eau et les minerais aurifères par le sommet du mortier ; le bocardage s'effectue à raison de 90 coups par minute pour 150 tonnes de minerai broyé fin et 230 tonnes de minerai broyé grossièrement par 24 heures.

Amalgamateur Thénot.— De même que l'on peut traiter les alluvions aurifères avec l'appareil du Dr Thénot, on peut aussi s'en servir pour le travail des minerais aurifères directement amalgamables ; la marche à suivre est la même que celle décrite à propos des alluvions, sauf qu'il faudra broyer finement le minerai au préalable.

Remarque. — Nous en profitons pour dire qu'un grand nombre d'appareils employés dans le traitement des alluvions peuvent être utilisés dans le travail des minerais directement amalgamables après les avoir broyés avec soin ; ce qui nous évitera de décrire dans ce chapitre, certains de ces appareils que l'on trouvera dans le précédent.

Travail aux pans. — Les minerais directement amalgamables peuvent être traités aux pans sans aucune difficulté ; nous indiquerons le travail aux pans dans le chapitre suivant relatif au traitement des minerais rebelles.

CHAPITRE III

TRAITEMENT DES MINERAIS REBELLES A L'AMALGAMATION

Le traitement des minerais rebelles, ou minerais aurifères sulfureux, arsénieux, antimonieux et tellureux, n'est pas toujours facile et l'on peut dire, lorsqu'on se trouve en présence d'un minerai sulfo-arsénié que l'on est aux prises avec les plus grandes difficultés de la métallurgie de l'or.

Si la présence du soufre, de l'antimoine, de l'arsenic, et du tellure est un obstacle au traitement des minerais aurifères, on doit chercher à s'en débarrasser.

Se reposant sur la volatilité de leurs produits d'oxydation, on s'en débarrasse par des grillages au contact de l'air ; on obtient ainsi des acides sulfureux, antimonieux, tellureux et arsénieux qui s'en vont dans l'atmosphère.

Ces grillages simples ne donnent pas toujours avec les minerais aurifères des différentes contrées, les résultats qu'on pourrait en attendre ; le grillage chlorurant est dans bien des cas préférable et nous indiquerons les moyens d'y procéder.

L'amalgamation est applicable encore aux minerais re-

belles; nous décrirons plus loin le travail aux pans, appareils avec lesquels on peut opérer et qui ont donné de bons résultats, surtout avec des minerais auro-argentifères.

Après avoir parlé dans ce chapitre de l'amalgamation aux pans, nous diviserons le traitement métallurgique des minerais rebelles en deux classes : 1° le traitement par voie sèche, comprenant la fonte cuivreuse et la fonte plombeuse; cette première a surtout été employée dans le Colorado pour extraire l'or des minerais tellureux.

Nous décrirons aussi la méthode de Cumenge-Rivot pour le grillage des minerais aurifères rebelles par la vapeur d'eau; quelques essais faits par fusion avec des carbonates alcalins.

2° Le traitement par voie humide. Nous commencerons par décrire les procédés de chloruration connus, celui de Plattner et ses modifications apportées par Thies, Pollok, Merk, de Rottermund, Vautin.

Le traitement par les hyposulfites alcalins et alcalino-terreux, de Patera, de Russel.

Le procédé de Vauréal au moyen duquel on traite les minerais aurifères par le tétrasulfure de sodium.

Enfin nous terminerons par le procédé de Mac Arthur-Forrest et les différentes modifications apportées dans ce procédé de cyanuration; puis la méthode récente de M. de Wilde, relative à la manière de pratiquer la cyanuration, à la façon de régénérer le cyanure de potassium employé et de faire la précipitation de l'or.

Nous allons commencer par indiquer le travail aux pans, dont nous avions commencé à parler, à la fin du traitement des minerais directement amalgamables.

§ 1. — TRAVAIL AUX PANS

Il n'y a pas longtemps que l'on traite les minerais aurifères par les pans, appareils qui conviennent surtout aux minerais auro-argentifères, et qui présentent de grands avantages : 1° à cause de leur prix relativement peu élevé; 2° du peu d'entretien qu'ils nécessitent; 3° du peu de place qu'ils réclament; 4° parce qu'ils s'appliquent aux deux classes de minerais rebelles ou directement amalgamables.

D'abord qu'est-ce qu'un pan à amalgamation ?

Bien peu de chose, une cuve dans laquelle on fait arriver un courant de vapeur d'eau et où l'on pratique à la fois le broyage et l'amalgamation.

Au point de vue métallurgique il y a deux manières d'opérer suivant que l'on fait le travail avec des réactifs ou sans réactifs ; nous allons examiner successivement chacun de ces cas.

Travail avec réactifs. — Lorsqu'on opère avec des réactifs, il faut d'abord faire deux opérations préliminaires qui ont pour but de préparer le minerai.

Dans le travail mécanique du minerai nous ferons un broyage et un bocardage humide.

1° *Concassage et bocardage.* — Nous ne reviendrons pas sur tous les détails que nécessitent cette première opération. Disons qu'un concassage dans un des appareils décrits précédemment, concasseur Blake ou Dodge, suffit largement; quant au bocardage, il faut le faire avec soin; on le fera de préférence dans un mortier pour le travail humide des minerais, qui sera par conséquent à bords plus élevés que celui employé pour le travail à sec.

2° *Amalgamation.* — Au sortir des bocards, le minerai étant en suspension dans l'eau est répandu dans toute la masse liquide et boueuse ; on le fait passer dans des bassins de dépôt où les particules lourdes s'en vont rejoindre le fond.

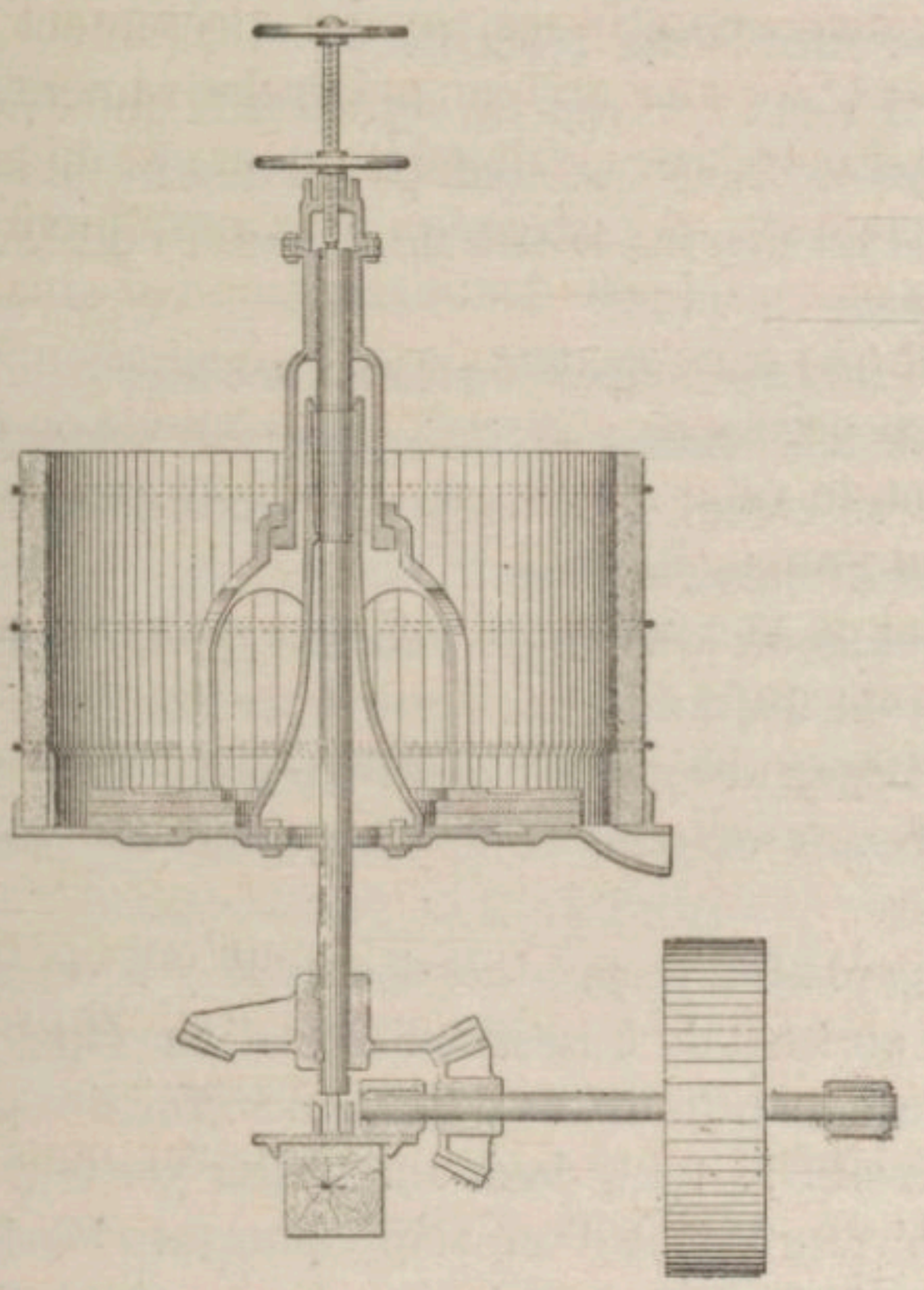


Fig. 14. — Pan à amalganer (type Boss).

Ceci fait, il ne s'agit plus que d'introduire le minerai dans le pan et de procéder à l'amalgamation. Pour cela, après avoir envoyé le minerai dans le pan on ajoute de l'eau et on pratique un broyage fin en abaissant le bloc d'acier supérieur qu'on avait eu soin de lever pour faciliter l'introduction du minerai dans l'appareil ; on fait

fonctionner la machine motrice qui agit sur l'arbre du pan et on fait arriver la vapeur d'eau.

On laisse aller l'opération pendant deux heures environ, on abaisse de temps en temps le bloc d'acier et finalement on doit obtenir une poudre fine que l'on soumettra à l'action du mercure et des réactifs.

Très originaux certains de ces réactifs que l'imagination a été chercher; ceux qui nous paraissent les plus raisonnables sont le sel marin; le sulfate de cuivre ou le bichlorure de mercure.

Nous donnerons la préférence au sel marin, ainsi que le conseillent MM Fuchs et Cumenge; ce sel marin s'emploie généralement dans les proportions de trois kilos par tonne de minerais aurifères.

Quelquefois on fait réagir pendant quelques instants ces réactifs avant d'ajouter du mercure, en continuant de faire marcher le pan; remarquons qu'on peut aussi ajouter les deux à la fois et que ce dernier mode est très souvent employé.

L'amalgamation se produit dès qu'il y a eu addition de mercure, au bout de 4 heures l'opération étant terminée, il s'agit de recueillir l'amalgame au sortir des pans, pour cela on envoie le tout dans un settler ou cuve de dépôt munie intérieurement d'un arbre portant des bras plongeant dans de l'eau qu'on ajoute; de cette façon les bras en tournant agitent la masse liquide et facilitent le dépôt.

Le dépôt une fois produit, on laisse couler l'amalgame par l'ouverture ménagée à la partie inférieure et le résidu par les orifices placés sur les parois en commençant par le laisser couler par les plus élevées.

Mais malheureusement dans ces opérations il y aurait de trop nombreuses pertes par suite de la formation des slimes et des tailings.

Les slimes qui s'étaient échappés des bassins de dépôt à la sortie des bocards, n'ayant pas été soumis à des actions chimiques, contiennent encore une grande quantité d'or, aussi cherche-t-on à l'extraire.

Pour cela on envoie les slimes dans des bassins de dépôt et on laisse les particules en suspension aller rejoindre le fond des cuves; on prend alors le résidu et on l'introduit dans le pan, puis ajoutant un mélange de sulfate de cuivre et de chlorure de sodium, on sera ramené à un nouveau traitement au pan.

Quant aux tailings provenant des settlers ils sont moins riches en or, et un passage sur le plan incliné recouvert de laine permet de retenir les particules lourdes des tailings, résidus des minerais aurifères; quant aux autres parties qui auraient pu s'échapper, on les fait aller dans un bassin de dépôt et l'on est ramené au traitement des slimes.

Il ne faut généralement pas compter, dans le procédé de traitement aux pans avec des réactifs, extraire plus de 80 à 85 0/0 de la quantité totale d'or contenue dans le minerai.

Plusieurs sortes de pans sont en usage : le pan Varney et le type Boss sont surtout employés.

Le type Boss a cela de particuler que la vapeur, au lieu d'arriver directement sur la pulpe, pénètre dans le fond de la cuve ou fond à vapeur ; la meule du type Boss que nous avons représenté ci-dessus peut s'ajuster au moyen d'une vis placée au sommet de l'axe du pan ; les semelles étant mobiles on peut les changer quand on veut.

Travail sans réactif. — Ce procédé plus simple en apparence va nécessiter le grillage que l'on fait généralement subir à tous les minerais rebelles et, par conséquent, nous devons procéder à trois opérations préliminaires.

1° *Bocardage à sec.* — Dans ce procédé on commence par concasser et bocarder ensuite les minerais aurifères comme nous l'avons fait dans le travail aux pans avec réactifs; mais l'opération doit se faire dans le mortier spécial pour le travail à sec.

Après avoir soigneusement bocardé les minerais aurifères, on les laisse sécher sur une plaque de tôle supportée par un bâti en maçonnerie que de l'air chaud vient lécher, ce n'est qu'ensuite qu'on passe au grillage.

2° *Grillage chlorurant.* — Le grillage chlorurant se fera dans un des fours que nous décrirons plus loin à propos du grillage, soit au moyen d'un four à réverbère ou un four rotatif Brückner ou Hoffman, en additionnant les minerais aurifères de 7 à 8 0/0 de chlorure de sodium.

Dans le four à réverbère il faut compter que le grillage met de 6 à 7 heures, et on sera averti du terme de l'opération par un dégagement de chlore.

Avec le four rotatif Brückner ou Hoffmann on peut réduire de beaucoup la durée du grillage et il s'effectue, ainsi que l'action chlorurante d'une façon beaucoup plus régulière.

Ceci fait, on peut passer à l'amalgamation.

3° *Amalgamation sans réactif.* — Il n'y a plus de bassin de dépôt avant l'amalgamation, puisque les opérations préliminaires ont été faites par voie sèche.

On introduit donc directement le minerai aurifère chlo-

ruré dans le pan, en levant le bloc d'acier, puis on ajoute de l'eau afin d'obtenir une bouillie claire ; abaissant ensuite le bloc d'acier et faisant tourner l'arbre central, on envoie de la vapeur d'eau et le broyage s'effectue.

Après avoir marché ainsi pendant près de 3/4 d'heure, on ajoute des copeaux de fer et du mercure, puis on met en mouvement l'arbre central.

Il y a élévation de température et l'amalgamation se produit ; on arrête le pan au bout de 5 heures environ, suivant les quantités de minerai aurifère traité.

L'amalgame se recueille comme nous l'avons vu en faisant passer ensuite le contenu dans les settlers et laissant déposer. Ouvrant ensuite les orifices, on obtient les résidus ou tailings qu'il s'agit de traiter à l'aide d'un appareil de concentration, Frue Vanner ou Embrey, puis additionnant le résultat de la concentration avec du sulfate de cuivre et du chlorure de sodium, on effectue un nouveau traitement aux pans.

FRUE VANNER. — Le frue Vanner, est une machine servant surtout dans le travail des résidus provenant des usines à minerais d'or, ce n'est pas autre chose qu'un concentrateur ou machine d'enrichissement des minerais.

Très employé en Californie, il a trouvé aussi sa place marquée au Transvaal où il a donné de bons résultats dans la concentration des pulpes.

Le frue Vanner est un appareil ayant pour but la séparation des parties lourdes des parties légères du minerai à traiter, il se compose essentiellement d'une courroie en caoutchouc, inclinée et sans fin, dont la largeur est généralement de 1 m. 20 et la longueur de 3 m. 60.

Cette courroie est munie sur les bords de bourrelets en

caoutchouc et passe sur un tambour placé dans une cuve à eau ; à l'aide d'une manivelle, elle subit des secousses régulières ayant pour but de produire certains tassements des parties lourdes en son milieu.

Les pulpes, sont versées sur la courroie, à 90 centimètres environ de la tête de la machine, recevant ensuite l'eau au moyen d'une série de jets, elles glissent le long du plan incliné jusqu'à l'endroit où se produisent les secousses, l'or se dépose sur la courroie et la suit dans son mouvement ascensionnel.

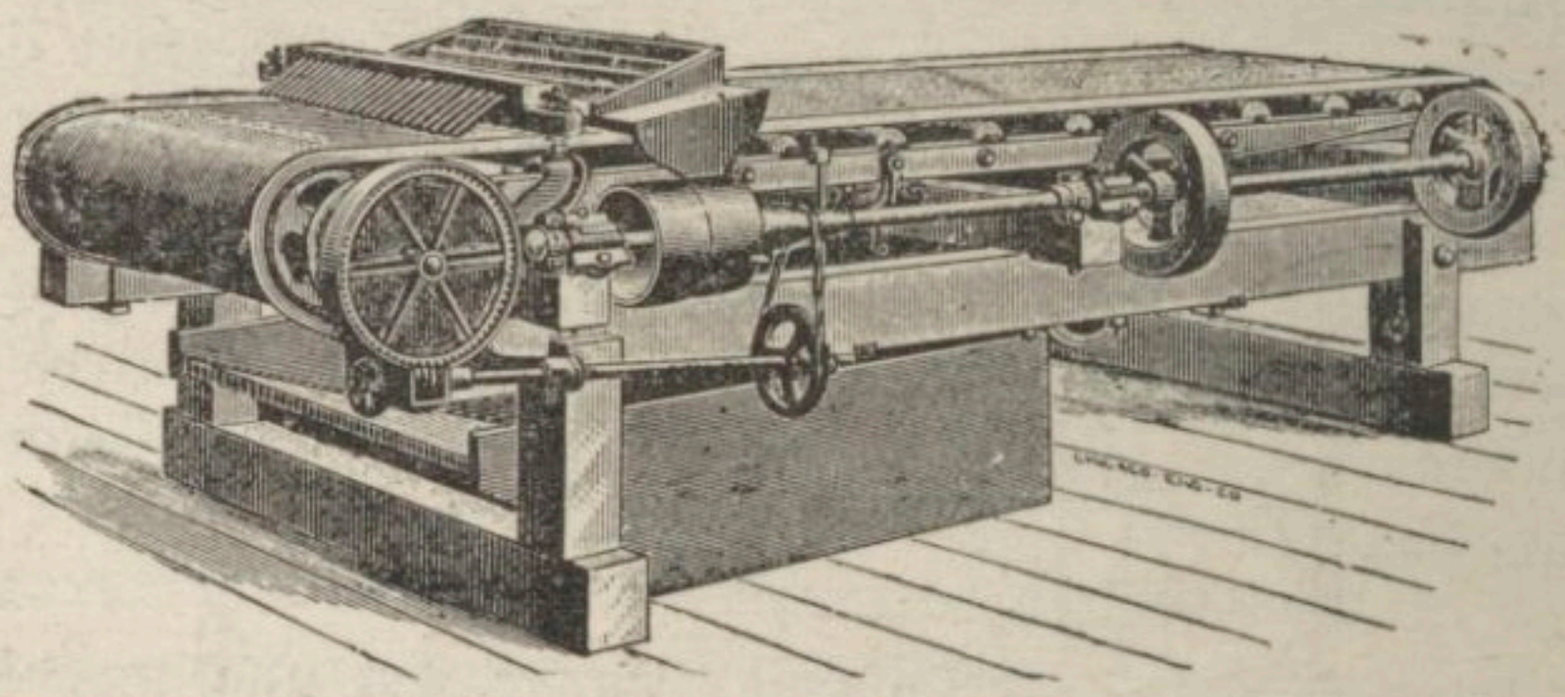


Fig. 45. — Frue Vanner.

Par les jets d'eau, la séparation des matières légères des matières lourdes s'effectue et ces dernières se déposent dans la cuve à eau.

Pour l'enrichissement du minerai la structure de la courroie du frue Vanner est une chose très importante à considérer ; d'après certaines expériences comparatives, on est arrivé à produire, avec des caoutchoucs spéciaux, un traitement double de celui qui était obtenu avec des courroies ordinaires.

Un autre appareil servant à l'enrichissement des mine-

rais aurifères est le concentrateur Embrey, qui a beaucoup de ressemblance avec le frue Vanner.

Les trieurs à vent permettent aussi de concentrer les minerais.

Trieur a vent Sébillot. — Tous les trieurs à vent reposent sur ce que, au moyen d'un courant d'air on peut, en opérant sur des minerais aurifères broyés, chasser les parties stériles et conserver l'or à cause de son poids spécifique.

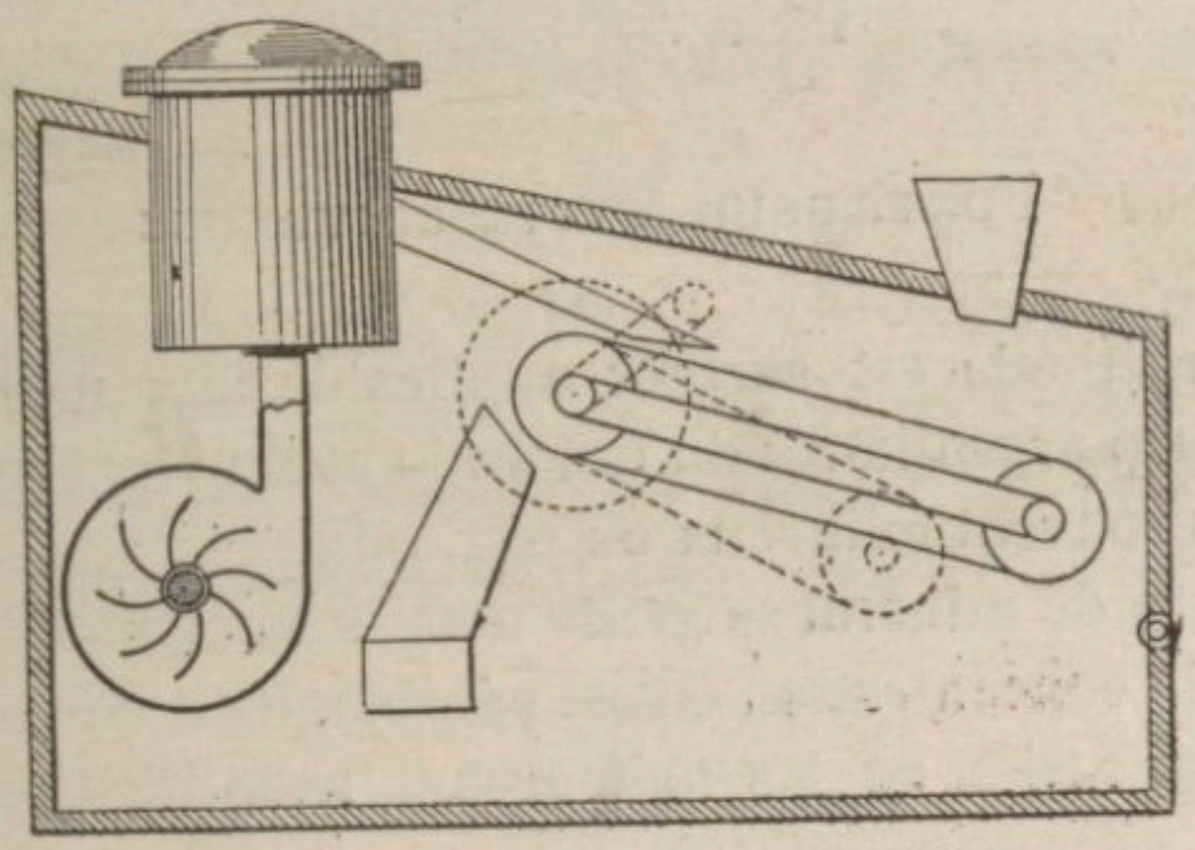


Fig. 16. — Trieur à vent Sébillot.

Le trieur Sébillot est assez commode et se compose d'une grande caisse dans laquelle est montée une large toile sans fin pouvant recevoir des mouvements de translation avec le secours d'une manivelle.

Cette toile est inclinée et passe sur des rouleaux qui, animés de mouvements de rotation la font monter.

Un ventilateur placé à la partie antérieure de la toile envoie un courant d'air en sens inverse du mouvement ascensionnel ; les parties stériles sont alors agitées dans la

grande caisse extérieure ; quant à l'or il est entraîné par la courroie.

Le ventilateur est muni d'un régulateur lui permettant d'envoyer un courant d'air régulier, ce régulateur est formé par une membrane de caoutchouc se dilatant ou se contractant suivant que le courant d'air est plus ou moins fort. De cette façon, le régulateur se trouve réglé et le travail se fait d'une façon uniforme.

§ 2. — TRAITEMENT DES MINERAIS AURIFÈRES PAR VOIE SÈCHE

Fonte pour matte cuivreuse

Cette méthode est surtout applicable aux minerais de cuivre auro-argentifères du Colorado et du Mexique, où ils sont très souvent tellureux ou pyriteux.

Ce genre de minerai se grille mal, s'amalgame difficilement et la concentration en est pénible, c'est ce qui les fait traiter par fusion en les mélangeant avec d'autres minerais.

Nous allons examiner le procédé de traitement que l'on fait subir aux minerais du Colorado ; pour cela, nous décrirons d'abord deux procédés qui furent employés dans le Mansfeld et que l'on a appliqués aux minerais de cuivre auro-argentifères ; ces procédés sont dans l'ordre de leur découverte ; le procédé d'Augustin et de Zuwozgel, ce dernier étant une modification de l'autre.

Procédé Augustin. — Dans le procédé Augustin, on commence d'abord par bocarder finement les mattes cuivreuses

et on les tamise ensuite, puis on grille la poudre ainsi obtenue dans un four à double sole formant pour ainsi dire deux fours secondaires ; le four inférieur est chauffé par des bûches de bois ; quant au four supérieur, il est chauffé par les gaz provenant de la combustion dans le four inférieur.

On amène d'abord la matte dans le four supérieur où la température est peu élevée, puis on la fait passer ensuite dans le four inférieur.

Brassant continuellement les minerais, il y a oxydation, au contact de l'air, du soufre des pyrites et elles se transforment en partie en acide sulfureux qui se dégage et en sulfates métalliques.

$$FeS^2 + 6O = SO^4Fe + SO^2.$$

Le minerai en poudre est retourné et on termine l'opération par un coup de feu ; il y a alors décomposition des sulfates métalliques, c'est-à-dire : des sulfates de cuivre en oxydes de ces métaux et du sulfate d'argent à l'état métallique.

$$SO^4Cu = CuO + SO^3.$$

Le sulfate SO^4Fe s'était oxydé pour donner du sulfate ferrique $(SO^4)^3Fe^2$.

$$SO^4Fe + FeS^2 + 3O = (SO^4)^3Fe^2.$$

Et dans sa décomposition, il donne de l'oxyde ferrique Fe^3O^2.

$$(SO^4)^3Fe^2 = Fe^2O^3 + 3SO^3.$$

Quant au sulfate d'argent produit, il donne de l'argent métallique.

$$SO^4Ag^2 = SO^2 + O + 2Ag.$$

Donc, le terme de la réaction doit être la formation de

ces oxydes et de l'argent métallique ; pour s'en assurer, on prend un peu du minerai grillé que l'on imprègne d'eau ; cette eau ne doit pas bleuir ; dans ce cas, cela prouve bien que le sulfate de cuivre est décomposé et qu'il en est de même des sulfates de fer et d'argent.

L'opération faite de cette façon a été bien conduite ; il faut maintenant passer à la chloruration du minerai, sur laquelle nous reviendrons en faisant l'étude du grillage des minerais aurifères.

Pour cela, on ajoute de la poudre de minerais aurifères broyés et grillés, puis du sel marin en continuant à brasser le tout sans feu pendant une quinzaine de minutes, après quoi on les enlève et les tamise.

La chloruration étant incomplète, on fait subir à ces matières un dernier grillage durant huit heures, c'est alors qu'on peut effectuer leur dissolution à l'aide d'une solution de chlorure de sodium.

On enlève les matières chlorurées et on les place dans des tonneaux à double fond, l'inférieur percé de trous joue le rôle de tamis, que l'on recouvre d'une toile pour empêcher les matières solides de le traverser ; sur la toile, on met des copeaux de bois qui servent de filtre et finalement le minerai chloruré.

Faisant arriver une dissolution chaude de chlorure de sodium, le chlorure d'argent est dissous puis filtré à travers les copeaux de bois ; on obtient ainsi une solution claire dans laquelle on peut précipiter l'argent par des lames de cuivre.

Ces lames de cuivre sont placées sur des copeaux de bois jetés dans les cuves disposées en escalier ; la solution de chlorure d'argent y est amenée et se décompose en argent

métallique qui se précipite et il ne s'agit plus que de recueillir.

$$2AgCl + Cu = 2Ag + CuCl^2$$

Mais il ne faut pas perdre le cuivre du chlorure de cuivre obtenu ; pour cela, on le précipite à l'état métallique en faisant passer sa solution dans une cuve contenant des vieilles ferrailles.

$$CuCl^2 + Fe = FeCl^2 + Cu$$

et finalement, le chlorure ferreux, au contact de l'air, se transforme en chlorure ferrique

$$6FeCl^2 + O^3 = 2Fe^2Cl^6 + Fe^2O^3.$$

Procédé Ziervogel. — Augustin, dans son procédé, ne s'était pas aperçu que dans le coup de feu suivant le grillage, la décomposition du sulfate d'argent se faisait à une température beaucoup plus élevée que celle des autres sulfates métalliques ; il franchissait donc cette température et arrivait à une transformation complète des oxydes métalliques et de l'argent à l'état métallique.

Ziervogel, alors directeur des usines de Gottesbelohnung, près d'Hœttstadt dans le Mansfeld, s'aperçut de cette transformation, ce qui lui permit d'obtenir le sulfate d'argent soluble et, par la suite, de se dispenser de se servir, comme dans le procédé Augustin, de réactif auxiliaire pour amener l'argent en solution. Donc, économie de temps, de réactifs et de main-d'œuvre.

En 1850, dans le Mansfeld, le procédé Ziervogel remplaçait celui d'Augustin et était appliqué avec succès dans le traitement des minerais de cuivre auro-argentifères.

Comme on peut le comprendre tout de suite, le procédé Ziervogel diffère par le grillage du minerai. Du reste, voici la marche de l'opération :

On grille le minerai réduit en poudre fine dans un fourneau à deux soles comme celui employé pour le procédé Augustin ; on commence d'abord le travail dans le four supérieur et l'on brasse continuellement le minerai que l'on retire au bout de 4 heures ; la sole supérieure étant au rouge sombre, on arrête le feu et on envoie le minerai sur la sole inférieure.

Les sulfures sont transformés, d'après les réactions précédentes, en sulfates de cuivre, de fer et d'argent.

C'est à ce moment qu'il faut donner le coup de feu et prendre de grandes précautions pour décomposer le sulfate de fer et de cuivre sans décomposer celui d'argent.

La fin de l'opération doit être marquée par un rouge très intense de la sole, il faut alors arrêter le feu et enlever la matière ; on s'assure du reste que l'opération est terminée et que le sulfate d'argent n'est pas décomposé, en dissolvant un peu de la matière dans l'eau. Si elle bleuit légèrement, c'est que le sulfate de cuivre n'est pas complètement décomposé et que par conséquent le sulfate d'argent ne l'est pas.

$$n\mathrm{SO^4Cu} + q\mathrm{SO^4Ag^2} = (n-1)\mathrm{SO^3} + (n^4-1)\mathrm{CuO} + \mathrm{SO^4Cu} + q\mathrm{SO^4Ag^2}$$

On se trouve en présence du sulfate d'argent que l'on amènera facilement en dissolution dans de l'eau chaude.

Il ne s'agit plus maintenant que de précipiter cet argent à l'état métallique ; cette dernière phase du procédé Ziervogel se fera d'une façon analogue à celui d'Augustin en employant des barres de cuivre.

On introduit le sulfate d'argent dans des bassins en chêne, dont les fonds sont percés de trous recouverts par de la toile ; l'eau chaude y est envoyée de façon que la cuve en soit toujours pleine.

La dissolution de sulfate d'argent est conduite dans des bassins en bois disposés en escaliers et dont les lames de cuivre qui y sont placées précipitent, de sa solution, l'argent à l'état métallique.

$$SO^4Ag^2 + Cu = SO^4Cu + 2Ag.$$

Cette opération dure environ dix heures et, au bout de la semaine, on enlève les lames de cuivre sur lesquelles l'argent s'est précipité.

Pour retirer le cuivre du sulfate de cuivre, on le précipite en faisant passer la dissolution sur de vieilles ferrailles.

$$Fe + SO^4Cu = SO^4Fe + Cu.$$

TRAITEMENT DES MINERAIS DE CUIVRE AURO-ARGENTIFÈRES. — Cette méthode, que nous allons décrire, fait usage des procédés Augustin et Ziervogel pour matte cuivreuse, que l'on a surtout appliqué aux minerais tellureux et pyriteux de cuivre auro-argentifères du Colorado.

Dans le traitement de ces minerais, la première opération consiste en un grillage préalable des minerais aurifères se faisant, suivant la grosseur du minerai, soit en tas, dans ce cas l'opération dure de 7 à 8 semaines, soit dans un four à réverbère en briques pour les petits morceaux que l'on charge toutes les 8 heures.

Le soufre se transforme naturellement au contact de l'air en acide sulfureux qui se dégage, et finalement, il n'en reste que 4 à 5 0/0.

La deuxième opération a pour but de fondre le minerai dans un four à réverbère, à sole ovale, muni de deux portes et d'un trou de coulée dans la partie inférieure de la sole ; pour cela, on mélange le minerai grillé à des minerais pris à différents états, tels que : minerais riches et

gros, minerais grillés et scories, on introduit le tout dans le four à réverbère dans lequel circule un fort courant d'air pour activer la combustion des gaz.

La matière entre en fusion et l'on remue de temps en temps afin d'effectuer complètement la séparation de la matte des scories, la matière en fusion à cause de la forme de la sole se dirige vers le trou de coulée puis est reçue dans des moules en sable.

La matte cuivreuse contient encore du soufre et c'est à ce moment que va intervenir le procédé Ziervogel, qui transformera l'argent en sulfate par grillage.

Pour que cette quatrième opération se fasse bien, il faut pulvériser le minerai finement ; on commence d'abord par le bocarder grossièrement et le griller dans des fours à réverbère ; on termine le broyage et après un tamisage de la poudre du minerai, elle est prête à subir le grillage définitif pendant 5 heures dans un four à réverbère pour la transformation de l'argent en sulfate, opération qui, comme on l'a vu dans le procédé Ziervogel, se termine par un coup de feu.

Une fois l'argent transformé en sulfate et les sels de fer et de cuivre en oxydes, il s'agit d'effectuer la précipitation de l'argent par des lames de cuivre.

La matière sera donc traitée par de l'eau, le sulfate d'argent se dissoudra et faisant passer l'eau de dissolution dans des bassins en chêne contenant du cuivre, l'argent sera précipité à l'état métallique.

Au lessivage de la matière, il était resté un résidu : du sesquioxyde de fer et d'oxyde de cuivre, d'un peu d'argent et d'or, on fera une opération spéciale pour concentrer ce résidu.

Elle se fera dans un four à réverbère analogue à celui employé pour matte cuivreuse en ajoutant 2/3 de tailings sulfurés, et du trou de coulée s'échappera ce qu'on appelle le white métal.

A ce white métal contenant un peu d'argent, on fera subir un broyage et un grillage par le procédé Ziervogel et enfin, à la matière obtenue, une fonte prenant le nom de fonte pour pimple métal.

Cette fonte se fait en ajoutant des pyrites à la matière ; on obtient ainsi une matte cuivreuse et des scories que l'on élimine, faisant ensuite un second rôtissage pàr la matte cuivreuse, on l'enrichit de plus en plus.

A la fin de l'opération, il ne reste plus qu'une matte de cuivre, riche en pimple métal, dans laquelle se trouve des bottoms ou fonds cuivreux, de l'or et un peu d'argent.

M. Sauvage a, dans une note publiée dans les *Annales des Mines*, décrit tout la série d'opérations qui se font dans l'usine de Black Hawk dans le Colorado.

Il s'agit d'extraire maintenant l'argent du pimple métal, ce qui se fera par le procédé Augustin, consistant, comme on l'a vu, à dissoudre après le grillage et la pulvérisation de la matte, le chlorure d'argent par une des solutions de chlorure de sodium et d'en précipiter ce métal précieux par des lames de cuivre.

La dernière opération a pour but de fondre les bottoms dans un four à réverbère, il se fait des scories contenant du plomb, de l'arsenic et de l'antimoine, on les enlève, et la matière en fusion est transformée en petites boules que l'on oxyde par un grillage dans des fours à réverbère.

Ces petites boules renfermant l'or, subissent ensuite un traitement dans des usines d'affinage pour en extraire le métal précieux.

Procédé Manhes pour les minerais de cuivre auro-argentifères. — Manhes en 1880 a supprimé par son mode opératoire une série de grillages et fusions successifs ennuyeux et longs en basant son procédé sur les mêmes réactions chimiques qui se passent dans la fonte du fer par le procédé Bessemer.

Lorsqu'on a affaire à un minerai complexe de cuivre auro-argentifère, on commence d'abord par éliminer autant que possible les gangues terreuses, en formant un laitier par fusion du minerai dans un four quelconque, cependant M. Manhes conseille d'opérer dans un demi haut-fourneau.

En fondant, la partie métallique se concentre dans une matte plus ou moins riche en cuivre, mais contenant toujours du fer et du soufre, cette fonte exécutée, on coule les matières dans un convertisseur Bessemer où l'on pratique les mêmes manœuvres que dans le travail métallurgique du fer.

Le vent arrivant au milieu de la masse en fusion produit une forte élévation de température, amenant la combustion des différents corps, d'abord du soufre qui se transforme en acide sulfureux, puis, de l'arsenic et de l'antimoine qui, peuvent s'y trouver, en acide arsénieux et antimonieux. Il y a donc dégagement de ces trois acides, quant aux métaux tels que le cuivre, le fer, etc., ils subissent une oxydation par suite de leur plus ou moins grande affinité pour l'oxygène, cela sera d'abord le fer qui s'oxydera rapidement et brûlera, quant à la silice contenue dans le minerai, elle formera des silicates et au besoin pour aider à la formation de ces silicates, on ajoute suivant la nature des minerais aurifères, des fondants siliceux.

Au moment où il n'y a plus de dégagement d'acide sulfureux, on enlève les scories et l'on ajoute des corps combustibles, tels que du fer, du phosphore, du manganèse et du silicium, puis on continue le soufflage.

A la faveur de la haute température produite, on parvient à oxyder la plus grande partie du cuivre provenant du minerai complexe de cuivre auro-argentifère, ce cuivre s'en va dans les scories que l'on recueille, pour leur faire subir un traitement postérieur.

Au bout de quelque temps on obtient une petite quantité de cuivre dans laquelle l'or et l'argent sont assez concentrés pour permettre, lorsqu'on a fait un soufflage assez long, de passer directement à l'affinage.

Ayant étudié la fonte cuivreuse passons à la fonte plombeuse.

Fonte plombeuse.

Le traitement des minerais aurifères par fonte plombeuse se fait absolument comme dans la métallurgie de l'argent.

Plusieurs cas peuvent se présenter. Les minerais aurifères contiennent du cuivre ; dans ce cas, on commence d'abord par faire une fonte pour matte cuivreuse, comme nous l'avons vu tout à l'heure.

Lorsque la quantité de plomb contenue n'est pas assez forte, on en ajoute, ainsi qu'une certaine quantité de litharge et le tout est passé au four, on obtient de cette façon un plomb d'œuvre que l'on soumet à la coupellation.

En Transylvanie, on traite des tellurures aurifères par voie mixte.

D'abord, par voie humide en ajoutant aux minerais tellu-

rureux placés dans une chaudière en fonte, de l'eau aciduléе par de l'acide sulfurique, le tellure est alors amené en solution.

Ceci fait, on envoie après l'attaque le contenu de la chaudière dans une cuve recouverte de plomb à l'intérieur, puis ajoutant de l'acide chlorhydrique et du zinc on en précipite le tellure.

On traite le résidu obtenu avec des minerais aurifères qui n'ont pas été travaillés, puis ajoutant du plomb, on leur fait subir une fonte ; on obtient ainsi un plomb d'œuvre qu'il ne s'agit plus que de passer à la coupelle.

Les proportions de plomb nécessaires pour effectuer une bonne fonte sont très grandes, il faut employer une quantité de plomb égale à 200 fois environ le poids des métaux précieux contenus dans les minerais aurifères, bien entendu ces proportions varient suivant leur nature.

Fusion avec les carbonates alcalins.

MM. Weirich et Genrtsch de Vienne, traitent tous les deux les minerais auro-argentifères associés à des sulfures, des arséniures, par fusion avec des carbonates alcalins.

M. Weirich s'aide de plus de l'amalgamation.

En 1885, M. Weirich présentait un traitement des minerais aurifères réfractaires en les fondant avec 5 à 30 0/0 de carbonate de soude additionné d'un peu de charbon.

Il faut faire la fusion de façon que, la transformation de la silice provenant du minerai, en silicate de soude soit incomplète et non homogène.

Si le quartz se trouve en trop petite quantité, la séparation de l'or des combinaisons sulfureuses et arsénieuses se fait tout de même convenablement.

La fusion est pratiquée dans un four ordinaire et M. Weirich prétend avoir obtenu des rendements de 98 0/0 de l'or total contenu dans le minerai.

Les minerais une fois traités subissent l'amalgamation dans une auge cylindrique hémi-circulaire montée sur un bati en maçonnerie, cette auge contenant du mercure et de l'eau est traversée par un axe vertical portant un agitateur à jour, de cette façon l'eau est agitée très faiblement, les minerais sont introduits dans l'auge après avoir été finement broyés.

Sur un traitement de 1.000 kilos de minerais aurifères contenant 100 grammes de métaux précieux, on emploie dans l'auge une couche d'eau de 80 centimètres à 1 mètre d'épaisseur avec 150 à 200 kilos de mercure.

Quatre heures suffisent pour le traitement et en ajoutant deux heures pour les différentes opérations de lavage et de de décharge du minerai, on arrive au total de six heures pour la durée d'une opération complète, on peut faire facilement quatre opérations en vingt-quatre heures, et faire servir le mercure pendant une semaine. Au bout de la semaine, c'est-à-dire six jours de travail, on aurait traité avec un appareil 24.000 kilos de minerais aurifères, produisant 2.400 grammes d'or.

Cet appareil d'amalgamation demanderait bien des modifications pour le rendre avantageux.

M. Gentsch, en 1892, a aussi employé pour le traitement en grand des minerais aurifères, la fusion au carbonate de soude, mais il procède à la séparation de l'or par une simple dissolution dans l'eau.

Nous préférons beaucoup le procédé de M. Weirich qui y adjoint l'amalgamation, chose qui nous semble des plus utiles dans ce genre de traitement.

Rappelons que cette fusion en grand des minerais aurifères avec le carbonate de soude est celle employée couramment pour l'analyse des minerais et autres ; et, que pour faciliter la fusion, on a l'habitude d'ajouter un peu de potasse.

GRILLAGE DES MINERAIS AURIFÈRES

TRAITEMENT DES MINERAIS AURIFÈRES PAR LA MÉTHODE CUMENGE-RIVOT A LA VAPEUR D'EAU SURCHAUFFÉE.

Très longtemps cette méthode a été attribuée à Rivot, mais nous croyons devoir la considérer comme due à Cumenge, si l'on en juge d'après le premier principe qu'il posa en 1852 dans les *Annales des Mines.*

Etant donné un minerai d'or, on peut se débarrasser complètement de l'arsenic, de l'antimoine, en le soumettant à l'action de la vapeur d'eau dans un vase fermé et en le chauffant au rouge sombre, pourvu qu'il contienne une proportion de soufre capable de fournir une quantité d'acide sulfhydrique plus que nécessaire pour entraîner la totalité des corps nuisibles à l'état de combinaisons hydratées.

Si l'on soumet les minerais aurifères à l'action de la vapeur d'eau et qu'on y ajoute des pyrites de fer et de cuivre, tout l'or et l'argent contenus dans le minerai seront amenés à l'état métallique, tandis que les autres métaux subiront une action oxydante.

La vapeur d'eau, même lorsqu'elle est surchauffée et que l'on prend la précaution d'ajouter des pyrites, produit un grillage du minerai trop lent.

Cette méthode est loin d'être pratique en égard à la lon-

gueur du grillage, c'est pourquoi Cumenge a cherché à activer la réaction en ajoutant des réactifs propres, consistant en azotates alcalins, azotate de soude ou de potasse.

De préférence, on se sert de l'azotate de soude, afin d'obtenir pour produit final du sulfate de soude.

La première opération consiste comme dans tout traitement des minerais aurifères, en un concassage et broyage convenables.

Le minerai étant ainsi préparé, peut subir le grillage à la vapeur d'eau dans un four spécial, le minerai aurifère est introduit dans une cornue en terre réfractaire chauffée par le foyer dans laquelle on envoie une quantité de vapeur d'eau surchauffée provenant de 100 kilos d'eau par heure ; pendant tout le temps du grillage, on empêche l'agglomération du minerai au moyen d'un râble.

La réaction commence à basse température et l'opération se continue au rouge sombre environ huit heures, pendant lesquelles on voit du sulfure d'antimoine se dégager.

Après ce premier grillage, il y a encore de l'antimoine et du soufre, Cumenge a constaté, en effet, qu'après soixante-douze heures d'un grillage semblable il y avait encore dégagement d'acide sulfhydrique.

Le produit grillé est ensuite broyé et mélangé avec de l'azotate de soude puis on le soumet au grillage final.

Si l'on effectuait ce grillage à la façon ordinaire, on aurait une transformation des composés sulfurés et antimoniés en antimoniates, mais nous sommes en présence : de la vapeur d'eau surchauffée, d'azotate de soude, et de minerai porté au rouge sombre à l'abri de l'air.

L'arsenic et l'antimoine sont entraînés par la vapeur d'eau à l'état d'oxydes volatils et le soufre en acide sulfureux.

Cette réaction se fait très rapidement et nécessite une quantité de vapeur d'eau relativement faible ; le fer passe à l'état d'oxyde de fer magnétique Fe^3O^4 et le cuivre à l'état d'oxyde de cuivre.

Seuls l'argent et l'or restent à l'état métallique.

La quantité nécessaire d'azotate de soude à employer est de 5 0/0 pour la quantité de minerai employé que l'on introduit par charge de 250 kilos; quant à la vapeur d'eau, 100 kilos d'eau vaporisée suffisent.

Pendant tout le temps que dure l'opération, c'est-à-dire quatre heures environ, l'ouvrier remue la masse, qu'il retire ensuite pour lui faire subir l'amalgamation dans un pan ou un autre appareil analogue.

On peut recueillir dans la cuve d'amalgamation, le sulfate de soude que l'on fera cristalliser et le cuivre noir auquel on fera subir un traitement postérieur.

Grillage chlorurant.

Comme nous l'avons vu les minerais aurifères rebelles, c'est-à-dire les arséniés, sulfurés, antimoniés et tellurés sont soumis généralement à un grillage ayant pour but d'oxyder les sulfures, les arséniures et tellurures ; de cette façon on peut arriver à séparer ces métalloïdes qui sont une gêne pour les traitements postérieurs.

Dans le procédé Plattner que nous étudierons plus tard, il est préférable d'effectuer un grillage du minerai aurifère avec du sel marin,ainsi on commence par devancer le travail suivant de chloruration par un courant de chlore, on transforme ainsi les métaux contenus dans le minerai en chlorures.

Nous ne voulons pas étudier tous les appareils servant à

faire les différents grillages chlorurants ou autres, mais nous croyons utile de passer rapidement en revue quelques-uns de ces appareils en indiquant la marche à suivre pour pratiquer les grillages chlorurants. Le grillage ordinaire ne présente aucune difficulté, il faut s'assurer seulement qu'il n'y a plus de dégagement de gaz sulfureux ou autre, ce qui est le terme de la réaction.

Examinons donc différents fours et la manière d'y pratiquer le grillage des minerais aurifères.

1° D'abord le four à réverbère. Nous ne décrirons pas cet appareil trop connu et nous passerons de suite à son empioi.

Les minerais aurifères sont apportés sur la sole du four à réverbère par l'ouvrier, qui pratique un premier grillage en remuant de temps en temps et termine en élevant la température.

Au bout de six heures environ, l'ouvrier ferme le registre du four et ajoute le sel marin en remuant convenablement, puis, élevant la température, il laisse marcher l'action chlorurante pendant près de cinq heures, suivant la charge du minerai.

On s'aperçoit, du reste, que l'on est arrivé au terme du grillage chlorurant lorsqu'il n'y a plus de dégagements de chlore, on décharge ensuite le four et l'on jette quelquefois de l'eau sur le minerai pour en activer le refroidissement.

2° Le four à griller de Stetefeldt est un four fixe comme celui à réverbère, possédant une cheminée sur la partie supérieure de laquelle, se trouve un appareil d'alimentation des minerais aurifères.

On commence d'abord par placer les minerais et le sel

marin dans cet appareil, puis on en fait tomber le contenu dans la cheminée, où il arrive dans le fond chauffé par deux fours placés latéralement, de plus, un courant d'air active la combustion des gaz du foyer, enfin un tuyau vient communiquer à la partie supérieure de la cheminée d'introduction du minerai et sert de conduite aux différents gaz provenant du grillage du minerai; quant à ce dernier, il est enlevé de la cheminée à la fin de l'opération en ouvrant le registre placé à sa partie inférieure.

Venant de passer en revue les quatre types les plus employés parmi les fours fixes pour le grillage des minerais aurifères, il nous faut dire quelques mots sur un type de four employé dans les usines à chlorurer le minerai de O'Hara et construit par MM. Fraser et Chalmers.

Dans ce dernier four les deux opérations de désulfuration et de chloruration des minerais aurifères se font comme précédemment en même temps, mais sur deux aires différentes.

Lorsqu'on veut pratiquer un grillage, on envoie le minerai aurifère et le sel marin à l'aide d'une trémie, sur l'aire supérieure où ils sont continuellement remués par une chaine sans fin, ce qui permet d'assurer l'action de la désulfuration.

On envoie ensuite le minerai sur la sole inférieure où l'action chlorurante se termine.

D'autres fours sont aussi utilisés pour le grillage chlorurant des minerais aurifères, ce sont les fours rotatifs de Brückner, White et Hoffmann.

Le four Brückner se compose d'un cylindre horizontal en fonte, ouvert à ses deux extrémités et communiquant par ses ouvertures, d'une part avec la chauffe, de l'autre, avec la cheminée.

En outre, deux ouvertures placées en son milieu permettent de charger et de décharger le four.

Le cylindre de tôle repose sur deux rouleaux de friction, grâce à deux bandages le contournant, quant au mouvement il est transmis par un engrenage formé par un bandage fixe au milieu du cylindre et un pignon venant engrener avec une roue dentée.

On introduit le minerai et le sel marin par l'ouverture du milieu, puis on fait tourner le four ; à cause de cette rotation les différentes parties du minerai se renouvellent sans cesse pour subir l'action du feu,de cette manière la chloruration se fait méthodiquement.

Quant au four de White,c'est aussi un cylindre tournant, mais auquel on a donné une inclinaison que l'on peut modifier pour laisser séjourner le minerai plus ou moins longtemps dans le cylindre.

Lorsqu'on veut effectuer le grillage chlorurant, il faut avoir soin d'ajouter le sel avant les minerais aurifères.

Ce four a été modifié par Howell. Avec le four Hofmann on obtiendra un grillage très bon pour les minerais aurifères surtout lorsqu'on sera en présence de minerais antimoniés qui exigent pour le grillage une température très basse.

§ 3. — TRAITEMENT DES MINERAIS AURIFÈRES PAR VOIE HUMIDE

Nous allons diviser le traitement des minerais aurifères rebelles par voie humide, en quatre parties distinctes ; le traitement des minerais : 1° par chloruration, 2° par les hypo-

sulfites, 3° par le tétrasulfure de soduim, 4° par le cyanure de potassium.

Le traitement par le tétrasulfure de sodium de Vauréal convient très bien aux minerais complexes de cuivre, auro-argentifères, quant aux procédés de cyanuration nous citerons le procédé du Mac Arthur and Forrest et les nombreux essais qui ont été faits, à ce sujet, puis nous terminerons par le procédé récent de Wilde.

Nous commencerons d'abord par le procédé de chloruration de Plattner auquel on a apporté de nombreuses modifications et qui n'en a pas moins conservé le principe sur lequel Plattner l'avait basé.

CHLORURATION

Procédé Plattner. — Le procédé Plattner repose sur la transformation de l'or en chlorure par un courant de chlore, et la précipitation de cet or par de l'hydrogène sulfuré à l'état de sulfure Au^2S^3.

Plattner préparait un courant de chlore dans des bonbonnes en terre, avec du bioxyde de manganèse, et de l'acide chlorhydrique par la réaction suivante, bien connue dans la préparation du gaz chlore dans les laboratoires.

$$MnO^2 + 4HCl = MnCl^2 + 2H^2O + Cl^2$$

Il envoyait ce courant de chlore, dans des espèces de récipients en terre coniques, contenant des minerais aurifères, légèrement mouillés pour faciliter l'attaque.

Chaque récipient où se faisait cette attaque renfermait de 70 à 80 kilogs de minerai.

Chauffant alors les bonbonnes à chlore, le gaz se déga-

geait et réagissait sur les minerais aurifères dont il transformait l'or en chlorure.

$$Au + 3Cl = AuCl^3$$

Au bout de 6 à 7 heures, on arrêtait l'opération, puis on ajoutait de l'eau par la partie supérieure des vases d'attaque afin d'amener le chlorure d'or en solution.

La solution aurifère s'échappait par la partie inférieure, en entonnoir, et on la recueillait précieusement pour effectuer ensuite la précipitation de l'or ; 400 litres d'eau environ suffiraient pour dissoudre le chlorure d'or provenant d'une tonne de minerai traitée par le procédé Plattner.

Reste la précipitation de l'or ; rien de plus simple : on fait passer un courant d'hydrogène sulfuré préparé par un des procédés habituels.

$$FeS + SO^4H^2 = SO^4Fe + H^2S$$

dans une cuve à précipitation contenant la dissolution de chlorure d'or et munie d'un agitateur pour activer la précipitation.

$$2AuCl^3 + 3H^2S = Au^2S^3 + 6HCl$$

L'or se dépose à l'état de sulfure d'or que l'on recueille par décantation sur des copeaux de bois, puis on fond ces résidus aurifères avec de l'azotate de potasse et du borax, pour en extraire le métal précieux.

Le procédé Plattner, fut appliqué d'abord pour le traitement des arsénio-sulfures aurifères ; convenant très bien aux minerais rebelles, on chercha à le perfectionner et il ne devait pas tarder à être modifié ; nous indiquerons quelques-unes de ces modifications qui, comme nous l'avons dit reposent toute sur le principe de chloruration de l'or.

AUTRES PROCÉDÉS DE CHLORURATION

Traitement au tonneau. — Ce procédé n'est pas compliqué ; un simple tonneau, tournant autour d'un axe horizontal, revêtu de plomb à l'intérieur et muni d'une ouverture pour permettre l'introduction des minerais aurifères, constitue tout l'appareil de chloruration.

Pour pratiquer une opération, on introduit le minerai avec de l'eau et du chlorure de chaux par l'ouverture pratiquée à la partie supérieure du tonneau puis on la ferme immédiatement après avoir ajouté de l'acide sulfurique.

Deux phases dans la réaction, il se produit d'abord :

$$CaCl^2 + Ca(OCl)^2 + 2SO^4H^2 = 2SO^4Ca + 2HCl + 2ClOH$$

puis l'acide chlorhydrique formé réagit sur l'acide hypochloreux pour donner du chlore.

$$2ClOH + 2HCl = 2Cl^2 + 2H^2O$$

On obtient instantanément un courant de chlore ainsi que des composés oxygénés de ce gaz qui activent la chloruration ; lorsqu'elle est effectuée convenablement, on décharge le tonneau et l'on recommence une autre opération. 4 à 5 heures suffisent pour traiter une tonne de minerai.

Ce procédé, dû à Thies, a été modifié par Pollok qui fait dégager le chlore avec du bisulfate de soude au lieu d'employer l'acide sulfurique.

Merk a fait tout simplement l'attaque du minerai, dans un tonneau tournant comme précédemment, avec de l'eau chlorée ; ce procédé ne permet pas d'avoir un courant de chlore à l'état naissant comme dans ceux dont nous venons de parler.

Procédé Vautin. — Vautin, par des expériences nombreuses, a vu combien le rôle de la pression qui s'exerce pendant l'action chlorurante était important.

Aussi, applique-t-il dans son procédé cette propriété, pour activer l'action chlorurante, et en 1887 il traitait les minerais aurifères de la façon suivante :

Il envoyait, sur le minerai contenu dans l'eau, un courant de chlore à une pression de 4 atmosphères, qui se liquéfiait et se mélangeait à l'eau. Une fois l'or entré en solution, il aspirait le liquide par une pompe aspirante et le faisait passer ensuite à travers des morceaux de charbon de bois disposés en colonnes dans des tubes en faïence.

L'or se précipite de sa solution de chlorure d'or sur le charbon et l'on voit tout de suite, que pour le recueillir il suffira de brûler le charbon, on aura donc le métal précieux.

Procédé de Rottermund. — M. de Rottermund traite les minerais aurifères rebelles de la manière suivante :

Il commence d'abord par faire un grillage chlorurant du minerai avec du sel marin, puis en ajoutant de l'acide sulfurique, il transforme les bas métaux en sels solubles. Les résidus insolubles, parmi lesquels se trouve l'or, subissent ensuite la chloruration que l'on pratique de la façon suivante, en supposant que l'on soit en présence d'un minerai auro-argentifère.

Le minerai est d'abord pulverisé, puis grillé dans un four avec du chlorure de sodium ; on pourrait se dispenser d'ajouter du sel marin, mais c'est préférable.

Lorsque la matière est encore chaude, on la fait passer dans une espèce de cuve, supportée par des roues, que

l'on peut faire basculer facilement à l'aide d'un levier pour en effectuer la décharge.

Dans cette cuve se trouve un fond en bois percé de trous de 7 à 8 mm. de diamètre, sur lequel on dispose des cailloux et du sable pour servir de filtre.

On place ensuite le minerai grillé dans cette cuve, et l'on envoie de l'acide sulfurique ou de l'acide chlorhydrique dilué, de densité 1,01 environ, chauffé au moyen de la vapeur d'eau, on se trouve alors à une température voisine de 60°.

Cet acide transforme de cette façon par oxydation, les oxydules en oxydes et les sels au minimum en sels au maximum.

L'argent et le cuivre ont été transformés en sulfates solubles et sont entrainés par l'eau ; pour les séparer on les précipite par de veilles ferrailles, on obtient du sulfate ferreux.

$$SO^4Cu + SO^4Ag^2 + 2Fe = 2SO^4Fe + 2Ag + Cu$$

et le résidu de cuivre et d'argent est ensuite fondu ; on obtient ainsi une matte de cuivre argentifère.

On s'assure que l'eau qui s'écoule de la cuve ne renferme plus d'oxydules ou de sels au minimum, pour cela on se sert du permanganate de potasse qui ne doit pas se décolorer, si oui, cela prouverait qu'il y a encore des sels de fer ; on a la réaction

$$2MnO^4K + 10SO^4Fe + 8SO^4H^2 = SO^4K^2 + 5[(Fe^2)(SO^4)^3] + 8H^2O + 2So^4Mn$$

on voit qu'il y a une oxydation des sels ferreux en sels ferriques par le permanganate de potasse, ce qui produit sa décoloration.

Ceci fait, le mélange débarrassé ainsi de tous les corps

que l'on a pu rendre solubles, pourra subir la chloruration à froid, elle s'effectuera d'autant mieux qu'elle agira sur une concentration aurifère.

Pour faire la chloruration, on opère ainsi : deux tonneaux sont suspendus au dessus de la cuve contenant les résidus insolubles, parmi lesquels il y a l'or que l'on veut transformer en chlorure.

Un des tonneaux est rempli d'acide chlorhydrique faible de densité 1.003 et l'autre d'une dissolution de chlorure de chaux dont la teneur est d'environ 1 g. de chlorure de chaux par litre.

Ces deux barils, sont munis d'un robinet ou soupape et communiquent avec un tube horizontal, dans lequel on déverse les solutions de chlorure de chaux et d'acide chlorydrique, le mélange une fois fait est conduit dans la cuve contenant l'or au milieu des résidus insolubles, et le dégagement du gaz chlore se produit.

$$CaCl^2 + Ca(OCl)^2 + 2HCl = 2CaCl^2 + 2ClOH$$
$$2ClOH + 2HCl = 2Cl^2 + 2H^2O$$

L'attaque de l'or se fait d'autant plus vite qu'il est plus divisé ; une fois l'or amené en solution, on le précipite, soit par de l'hydrogène sulfuré, soit simplement par du sulfate ferreux.

Cette méthode consistant à faire exercer l'action chlorurante sur l'or, après l'avoir débarrassé autant que possible des autres métaux, évite ainsi des pertes de chlore.

Examinons maintenant le traitement habituel que l'on fait subir aux minerais aurifères, dans les usines de chloruration.

USINE DE CHLORURATION DES MINERAIS AURIFÈRES. — Bien que le procédé au cyanure de potassium soit en vogue,

dans bien des cas on emploie encore la chloruration. Dans une usine du Colorado, la Rebecca Gold Mining Company Ld qui exploite des filons du Cripple Creek dans le district de l'Indépendence et dont j'ai le rapport sous les yeux, conclut par l'intermédiaire de M. Chevillon à l'adoption de la méthode de chloruration et en fait ressortir les avantages pour le traitement de ses minerais.

Au Transvaal, la Robinson Gold Mining Company Ld emploie les deux procédés de chloruration et de cyanuration et conclut dans ses deux rapports de 1893 et 1894 à des résultats des plus satisfaisants.

Nous pourrions citer bien des mines encore, où la chloruration est employée, et elle ne disparaîtra pas de si tôt dans certains cas de traitement des minerais aurifères.

Nous avons représenté ci-dessous un type d'usine à chloruration, employé le plus souvent en Amérique et construite par MM. Fraser et Chalmers.

On commence d'abord par faire subir aux minerais aurifères un concassage et un broyage avec une des machines étudiées précédemment.

On fait passer ce minerai ainsi travaillé sur des plaques de cuivre recouvertes de mercure et servant à l'amalgamation, l'or libre s'y dépose ainsi que dans les bocards. Reste maintenant ce qui forme le minerai rebelle, c'est à dire les sulfures et autres, car nous admettons que nous avons affaire à des quartz aurifères contenant de l'or libre que l'on a enlevé d'abord par cette amalgamation, et de l'or mélangé à des pyrites, des arséniures et des tellurures.

Pour traiter cette deuxième partie du minerai, on commence d'abord par lui faire subir une concentration avec l'appareil Frue Vanner ou concentrateur Embrey et après

cette opération on le fait passer dans l'usine de chloruration après séchage.

Un four à réverbère à trois étages permet de recevoir les minerais aurifères et l'on procède au grillage, puis, lorsqu'il est suffisamment avancé, on ajoute 1 0/0 environ de sel marin.

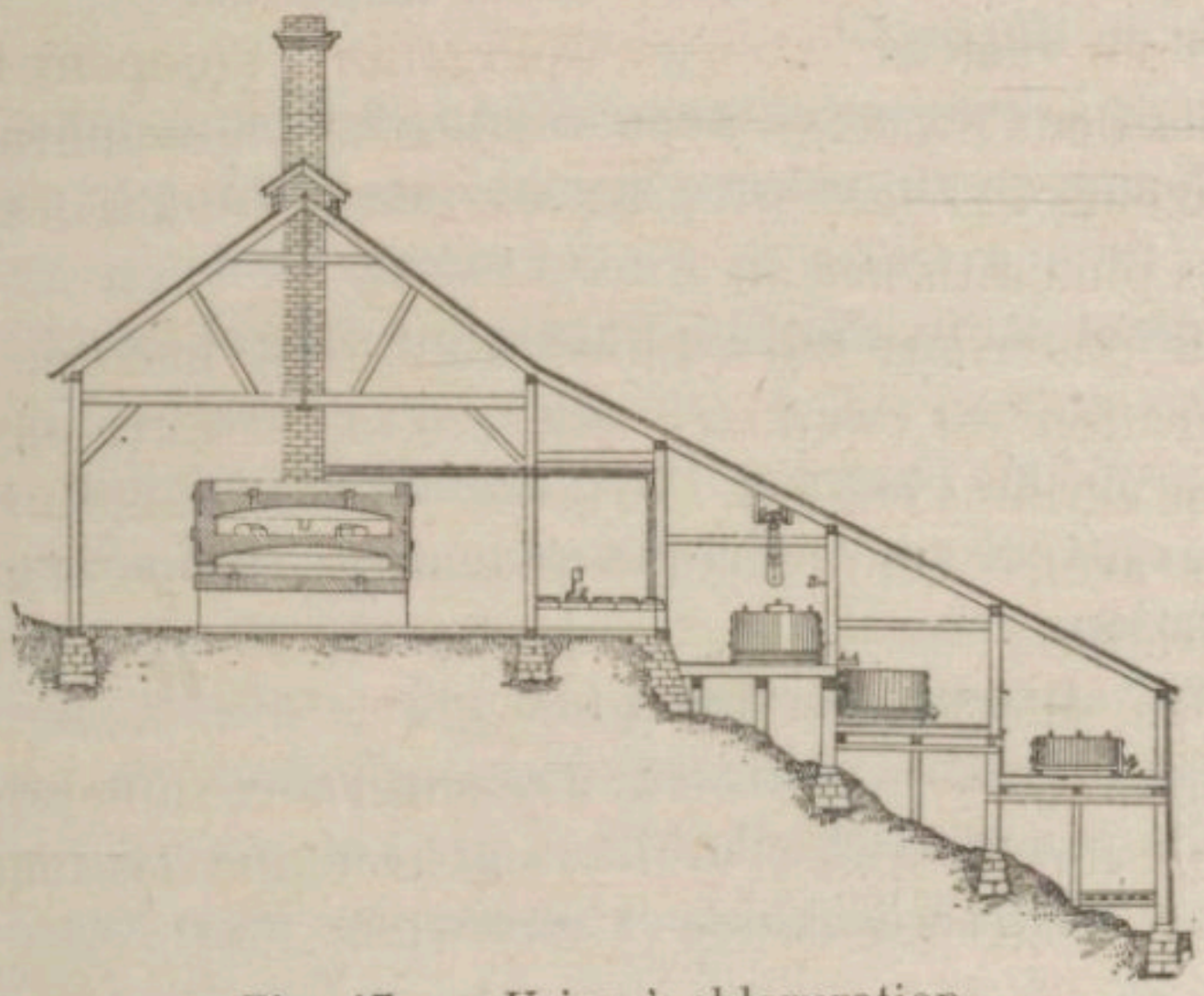


Fig. 17. — Usine à chloruration.

Il y a une oxydation des bas métaux qui se produit, une disparition de l'arsenic, du soufre et de l'antimoine, enfin une chloruration de l'argent en admettant que nous ayons trouvé ce métal dans notre minerai aurifère.

On envoie ensuite le minerai qui vient de subir ce grillage chlorurant dans des tubes à chloruration contenant environ deux tonnes de minerai ; ces tubes sont fermés et placés dans une cuve par le fond de laquelle on fait arriver un courant de chlore.

Lorsque la chloruration est terminée, ce qui demande trois jours environ, on fait couler de l'eau dans la cuve ; le chlorure d'or se dissout et est envoyé dans une cuve spéciale de précipitation.

La précipitation de l'or de sa solution de chlorure d'or se fait avec du sulfate ferreux ; il ne s'agit plus que de le recueillir par décantation et filtration, puis de le fondre pour l'avoir en lingots.

Quant à l'argent contenu dans le minerai, nous l'avons transformé en chlorure d'argent insoluble, qui s'est précipité. Pour extraire ce second métal, un des procédés de traitement à l'hyposulfite Patera ou Russel convient très bien.

Le procédé Patera à l'hyposulfite de calcium, est employé souvent en Amérique pour cette seconde partie de l'opération.

Nous allons l'étudier plus loin ; disons seulement que l'on dissout le chlorure d'argent formé par une solution d'hyposulfite de calcium et que l'on précipite l'argent de cette solution décantée et filtrée par du sulfure de calcium.

La description que nous venons de faire sert de type aux usines de chloruration employées dans les différentes contrées aurifères.

TRAITEMENT HYPOSULFITIQUE DES MINERAIS AURIFÈRES. — Deux modes de traitement des minerais d'or par les hyposulfites sont surtout connus : ce sont les procédés à l'hyposulfite de calcium de Patera et le procédé à l'hyposulfite de sodium de Russel.

Ce dernier procédé, pendant un certain temps, eut la faveur des métallurgistes américains.

Dans un autre procédé, on fait usage des hyposulfites alcalins comme dissolvant des métaux précieux, c'est le procédé Manhès, mais la précipitation ayant lieu par voie électrolytique, nous renverrons à la partie traitant spécialement les procédés électro-chimiques.

Le procédé Patera, comme le procédé Russell, s'applique aux minerais rebelles et convient aux minerais auro-argentifères.

Dans le traitement de ces minerais aurifères, on commencera d'abord par un séchage sur des plaques de fonte, puis un broyage convenable.

Ceci fait, on soumet le minerai au grillage chlorurant.

Le grillage chlorurant, comme nous l'avons vu, demande certaines précautions, surtout lorsqu'on est en présence de minerais auro-argentifères ; il faut juste chauffer au degré voulu et pendant le temps que comporte la nature du minerai ; la transformation du minerai doit être complète, et il ne faut pas procéder à un grillage trop vif car des pertes d'argent seraient inévitables ; c'est pourquoi nous croyons qu'il est préférable de faire d'abord subir au minerai une oxydation sur la tôle d'un four à réverbère ou autre et de faire ensuite le grillage chlorurant.

Toutes ces opérations préliminaires effectuées, on peut passer au procédé même.

Traitement a l'hyposulfite de calcium. — Dans l'opération du grillage, les métaux ont été transformés en grande partie en chlorures ; certains sont solubles dans l'eau, on va s'en débarrasser par un premier lavage.

Ce lavage se fait en étalant le minerai sur le fond d'une cuve en bois sur lequel, on fait arriver de l'eau qui dis-

sout les métaux transformés en sels solubles ; la partie supérieure de cette eau renfermant ensuite du chlorure d'argent, on a soin de l'enlever.

Tout lavage doit cesser lorsque les eaux de lixiviation ne donnent plus de précipité avec le sulfure de calcium.

Une fois placé dans ces conditions, il reste un résidu contenant de l'or et la majeure partie de l'argent qui, bien entendu, est sous forme de chlorure ; c'est ce résidu que l'on va soumettre à un lessivage méthodique à l'hyposulfite de calcium.

On fait par conséquent, des dissolutions d'hyposulfite de chaux plus ou moins fortes,suivant la nature du minerai à traiter ; la teneur en hyposulfite varie en raison de la quantité de métaux précieux contenus dans le minerai ; de plus, lorsque les métaux précieux sont en quantité notable, on a l'habitude de chauffer la solution hyposulfitique pour activer la réaction.

La dissolution des métaux précieux s'effectue,et on cesse tout lessivage à l'hyposulfite au moment où il ne se forme plus de précipité par le sulfure de calcium, puis on termine par un dernier lavage à l'eau.

Ramassant alors dans une cuve en bois les eaux de lavage et la solution d'hyposulfite provenant du lessivage du minerai, on effectue la précipitation des métaux précieux à l'aide du sulfure de calcium ; il faut remarquer qu'il y a régénération de l'hyposulfite employé et que l'on se trouve finalement en présence d'un hyposulfite de sodium et de chlorure de calcium solubles.

La précipitation des métaux précieux ayant lieu à l'état de sulfures, on recueille le sulfure d'argent et d'or sur des copeaux de bois formant filtre : de cette façon, il ne s'agit plus que de traiter les sulfures par un grillage.

Traitement par l'hyposulfite de soude.— Nous ne reviendrons pas sur les opérations préliminaires, nous supposerons le minerai broyé et soumis au grillage chlorurant.

Le procédé à l'hyposulfite de soude de Russel repose sur ce que les métaux précieux et sels de ces métaux précieux sont solubles dans un mélange d'hyposulfite de soude et de sulfate de cuivre.

Donc, deux opérations : lessivage et précipitation.

Chacune de ces deux opérations se subdivise en deux.

D'abord pour le lessivage des minerais ; on le fait avec une solution d'hyposulfite de soude, et ce n'est qu'ensuite qu'on se sert du mélange d'hyposulfite de soude et de sulfate de cuivre.

Quant à la précipitation, si l'on considère le minerai auro-argentifère comme contenant en plus du plomb, il faudra s'en débarrasser, ce qui nécessitera d'une part la précipitation de ce plomb, de l'autre celle des métaux précieux.

1° Le lessivage à l'hyposulfite de soude seul, qui suit un premier lavage à l'eau, se fait dans une cuve en bois, et on a soin de chauffer la solution hyposulfitique avant de l'envoyer sur les minerais aurifères.

Cette solution d'hyposulfite de sodium doit être neutre autant que possible et contenir 1,50 0/0 d'hyposulfite de sodium pur.

Lorsque l'hyposulfite de sodium a suffisamment réagi, on soumet alors le minerai au mélange hyposulfitique.

2° Le mélange hyposulfitique n'est autre chose, comme nous l'avons vu, que de l'hyposulfite de sodium et du sulfate de cuivre en proportions variables suivant la nature du minerai.

Plusieurs opérations successives de lessivage sont nécessaires et on fait des essais avec du sulfure de sodium pour se rendre compte du terme de la réaction, puis on termine par un dernier lavage à l'eau.

L'opération du lessivage, demande à être faite en solution neutre, afin d'empêcher la transformation de l'hyposulfite en sulfure.

La solution hyposulfitique contenant les métaux précieux et du plomb en solution, il faut d'abord commencer par éliminer ce dernier métal.

3° Russel emploie une réaction bien connue de la chimie, c'est la précipitation des sels de plomb par le carbonate de soude; on obtient ainsi du carbonate de plomb par filtration

$$S^2O^3Pb + CO^3Na^2 = CO^3Pb + S^2O^3Na^2$$

il y a de plus régénération de l'hyposulfite de sodium, car on opère à chaud.

Quant au carbonate de plomb, on connaît ses nombreux emplois industriels qui peuvent dédommager un peu du prix du procédé.

Dans le liquide filtré se trouvent les métaux précieux ; il faut les précipiter de cette solution hyposulfitique.

4° Cette précipitation se fait dans une cuve munie d'un agitateur, comme dans le procédé Plattner ; il ne s'agit plus ensuite que de décanter et filtrer le précipité, après s'être assuré que la précipitation est complète.

Cette précipitation n'a rien de particulier ; précipiter les métaux précieux par du sulfure de sodium au lieu de sulfure de calcium revient exactement au même.

Les métaux précieux recueillis à l'état de sulfures seront grillés pour les extraire de leurs combinaisons.

On voit, d'après ces indications, que le traitement des

minerais aurifères par les procédés Patera et Russell demande qu'on prenne certaines précautions sérieuses sous peine de pertes importantes de métaux précieux.

Traitement des minerais aurifères par le tétrasulfure de sodium. — M. de Vauréal, en 1885, a appliqué en grand le traitement des minerais aurifères-rebelles sulfo-arséniures, sulfo-antimoniures, ou tellurures d'or par la fusion avec du foie de soufre ou tétrasulfure de sodium.

Son procédé est assez curieux, aussi allons-nous le décrire afin de montrer les différentes phrases par lesquelles il passe pour séparer les différents métaux susceptibles de se trouver dans le minerai aurifère.

On commence d'abord par bocarder et broyer finement le minerai ; M. de Vauréal l'analyse ensuite, et ajoute 4 fois la quantité de tétrasulfure de sodium nécessaire pour faire passer les sulfures d'arsenic et d'antimoine se trouvant dans le minerai, à l'état de sulfarsénite de sodium et sufantimoniate de sodium.

Le tout est calciné dans une cornue à gaz, on s'assure de la marche de l'opération et du terme de la réaction en prenant des prises d'essai à différents moments.

Déchargeant ensuite la cornue à l'abri de l'air, on pratique une lixiviation par une solution d'eau chaude, contenant la moitié environ de la quantité de polysulfure de sodium introduit dans la première opération du grillage.

Les sulfaurates et les sulfo-sels solubles se trouveront alors dans la solution que l'on décante et filtre sur un mélange de sable fin et d'antimoine broyé.

On change le filtre ; quant au contenu, il subit un traitement postérieur pour or.

M. de Vauréal ne s'est pas borné à faire l'extraction de l'or, il a cherché à en retirer les autres métaux afin de tâcher de rendre sa méthode économique.

D'abord, il extrait l'antimoine en traitant les sulfoantimoniates de sodium formés par de vieilles ferrailles au rouge, il se forme alors de l'antimoine et du sulfure double de fer et de sodium qui, traité par de l'air humide et de l'acide carbonique, produit du carbonate de soude venant restreindre un peu les dépenses.

L'antimoine, une fois enlevé, il faut extraire le cuivre et l'argent susceptibles de se rencontrer dans un minerai aurifère, si nous admettons que nous avons à traiter un minerai complexe de cuivre auro-argentifère.

Pour cela, on opère sur les résidus de la lixiviation que l'on grille à une basse température ; de cette façon, les sulfures sont transformés en sulfates :

$$CuS + Ag^2S + 8O = SO^4Cu + SO^4Ag^2.$$

Traitant ensuite le résidu grillé par de l'eau et 2 à 3 millièmes de chlorure de sodium, le sulfate d'argent soluble formé passe à l'état de chlorure d'argent qui se précipite.

Quant aux sels de cuivre, de fer de zinc, ils restent en solution :

$$SO^4Ag^2 + SO^4Cu + 4NaCl = 2AgCl + CuCl^2 + 2SO^4Na^2.$$

Une des particularités de la méthode est ensuite le traitement du chlorure d'argent par du chlorure de magnésium pour l'amener en solution.

Ces pertes d'argent sont relativement faibles, car ayant éliminé au préalable l'arsenic et l'antimoine, il ne peut y avoir de transformations désavantageuses en arséniates et antimoniates d'argent insolubles.

Passons maintenant à la cyanuration des minerais aurifères, qui depuis ces dernières années, est l'objet de l'attention de tous les métallurgistes et qui a pris naissance au Transvaal où il est fort employé actuellement.

CYANURATION DES MINERAIS AURIFÈRES

Dissoudre l'or par le cyanure de potassium n'est pas une chose nouvelle, mais c'est à MM. Mac Arthur et Forrest que revient l'honneur d'avoir employé ce principe dans le traitement des minerais aurifères et d'avoir précipité ensuite l'or par des copeaux de zinc.

Cette deuxième partie de la méthode de Mac Arthur et Forrest est loin de ne présenter aucune critique ; c'est pourquoi M. de Wilde a cherché tout récemment à la modifier, et que M. Siemens et Halske ont proposé la voie électrolytique.

Néanmoins, le procédé de dissolution de l'or par le cyanure de potassium et de sa précipitation par les copeaux de zinc, fut tout de suite appliqué au Transvaal au traitement des résidus de minerais aurifères ou tailings, qui atteignent jusqu'à 60 0/0 du minerai traité et possèdent une richesse de 100 grammes d'or à la tonne. Avant le procédé au cyanure, ces tailings étaient délaissés et produi-

saient des pertes considérables, aussi dès l'apparition de ce nouveau procédé, les mines du Transvaal subirent une impulsion sérieuse.

Une des plus importantes mines qui emploie actuellement le procédé au cyanure de potassium est l'usine de la Robinson Company Ld située dans le district du Witwatersrand, qui a produit des bénéfices considérables, et reste le type des usines de cyanuration.

On se rappelle que les minerais du Transvaal sont formés d'une partie free milling et d'une autre ore refractory ou rebelle à l'amalgamation.

Nous diviserons le traitement des minerais par cyanuration par la méthode de Mac Arthur et Forrest en deux parties :

1° Traitement du minerai proprement dit ;

2° Traitement des tailings.

C'est à la seconde partie qu'apparait le procédé de cyanuration.

Traitement du minerai proprement dit. — Au sortir de la mine, le minerai étant mélangé à une foule de corps de matières terreuses ou autres, est soumis à un premier triage qui se fait à l'aide d'un plan incliné. Le minerai jeté au sommet de ce plan roule et arrive à sa partie supérieure ; il est reçu sur une plate-forme où on le soumet à un second triage rapide à la main, que l'on facilite par un courant d'eau ayant pour but d'enlever la gangue.

Maintenant, le minerai, par cette préparation préalable, est susceptible de recevoir le broyage et l'amalgamation.

Ce broyage et cette amalgamation se font en même temps dans des mortiers contenant du mercure, dans lesquels se manœuvrent des bocards qui, en tombant, écrasent le minerai aurifère.

Puisque le minerai ne se compose pas uniquement d'or directement amalgamable, l'amagalmation du minerai sera incomplète et la partie non amalgamée ou pulpe sera soigneusement traitée, ainsi que nous allons le voir pour tâcher d'en retirer la majeure partie de l'or restant.

Pour cela, on recueille d'abord l'amalgame formé par la partie du minerai qui était directement amalgamable, et on le filtre, à travers des toiles ; au moyen de la pression, l'opération est activée.

On a maintenant une masse de mercure contenant de l'or, dont on s'est débarrassé par cette filtration de la presque totalité du mercure qui se trouvait en excès.

Pour extraire l'or de l'amalgame, on le fait passer dans une cornue et on distille ; le mercure s'en va, reste l'or que l'on fond en lingot.

Quant aux pulpes, on les chasse par un courant d'eau, puis on les fait passer sur des plaques d'amalgamation en cuivre poreux.

De cette façon, les particules d'or qui auraient pu échapper à la première amalgamation seront retenues par ces plaques que l'on nettoiera pour recueillir cette amalgame. On envoie ensuite l'amalgame dans des tonneaux tournants et on le traite par du mercure sur la surface duquel monte les impuretés.

Ces impuretés renferment encore de l'or qui s'y trouve à l'état d'extrême division ; c'est pour ce motif qu'on soumet les pulpes à une concentration.

Au Transvaal,la concentration se fait dans des Frue Vanner, ou dans des concentrateurs Embrey, et l'on obtient par cette opération,que nous avons décrite en temps voulu, ce que l'on appelle des concentrés résultat de l'élimination d'une grande partie des matières stériles.

Mais ces concentrés contiennent des pyrites de fer auxquelles il faudra faire subir un grillage pour les amener à l'état de sesquioxyde de fer.

$$2FeS + 5O = Fe^2O^3 + SO^2$$

il faut avoir soin d'éliminer complètement le soufre à l'état d'acide sulfureux, de même que l'arsenic, sous forme d'acide arsénieux ; aussi au Transvaal a-t-on soin, dans les différentes usines de traitement des concentrés, de leur faire subir deux grillages, et ce n'est qu'après qu'on les soumet à la chloruration.

Jusqu'à présent, on voit que la cyanuration n'a pas encore apparu ; procédons pour le moment à la chloruration telle qu'on la fait dans les mines de la Rand Central Ore Reduction Company Ld ou la Robinson Company Ld, qui traitent spécialement les concentrés.

Pour cela, après avoir humecté d'eau les concentrés qui viennent d'être grillés, on les introduit dans des caisses en bois, à double fond, formés par une paroi poreuse, puis l'on y fait arriver un courant de chlore : au contact avec les concentrés, il se dépose, au bout de quelque temps, du chlorure d'or que l'on dissout dans de l'eau.

Ce chlorure d'or étant très impur, on en précipite l'or à l'état métallique par du sulfate ferreux que l'on recueille par filtration, et l'on sépare l'or des impuretés par scorification avec du borax et du carbonate de soude.

L'or ainsi obtenu est ensuite fondu en lingots.

Traitement des tailings par le procédé Mac Arthur et Forrest. Considérations. — Dans les opérations qui ont lieu, lorsqu'on veut effectuer la concentration des pulpes, on obtient des résidus formés de deux parties bien distinctes : les unes lourdes, appelées tailings, que l'on conduit dans des bassins où elles se déposent ; les autres, légères, connues sous le nom de slimes, qui, en vertu de leur densité, vont se déposer dans des cuves placées plus loin.

Or, nous avons vu, au commencement de cette étude, que ces résidus de traitement sont nombreux et que les tailings forment les 60 0/0 du minerai du Transvaal dans le Witwatersrand, avec une teneur allant jusqu'à 10 gr. d'or à la tonne ; quant aux slimes, ou parties légères, déposées dans les bassins éloignés après l'amalgamation, ils contiennent de 4 à 7 grammes d'or à la tonne.

Le procédé de cyanuration va nous permettre d'extraire l'or contenu dans ces résidus.

En présence du cyanure de potassium, l'or est attaqué ; si l'on fait une dissolution de cyanure de potassium et qu'on la verse dans une dissolution de chlorure d'or, il se précipite tout d'abord un cyanure d'or, qui se redissout dans un excès de cyanure de potassium pour donner naissance à un cyanure double ou auro cyanure de potassium ; cette réaction se produit d'une façon semblable à celle qui a lieu lorsqu'on met en présence du cyanure de potassium et des sels d'argent.

C'est ce qui se passe aucsi dans les réactions suivantes, lorsqu'on provoque l'attaque au contact de l'air et de l'humidité :

$$4KCy + Au^2 + O + H^2O = 2KAuCy^2 + 2KOH.$$

Cette réaction est facilitée grâce à la présence de l'oxygène qui se trouve dans le minerai.

Si l'oxygène influe pour favoriser la dissolution du minerai, il doit aussi exercer son action oxydante sur l'aurocyanure de potassium $KAuCy^2$, et, par suite, doit le transformer en cyanure qui, à cause de son instabilité, se décompose en azote et acide carbonique.

Lorsqu'on plonge une lame de zinc dans un sel métallique, du chlorure de cuivre, par exemple, il y a précipitation du cuivre sur la lame de zinc, et, par suite, la réaction :

$$CuCl^2 + Zn = ZnCl^2 + Cu$$

il se forme, en même temps, un couple voltaïque, par décomposition de l'eau :

$$Zn + 2H^2O = 2H + Zn(OH)^2 ;$$

l'hydrate de zinc $Zn(OH)^2$ se précipite d'abord.

Avec l'or, la réaction est identique ; pour le chlorure d'or, on aurait :

$$2AuCl^3 + 4Zn + 2H^2O = 3ZnCl^2 + Zn(OH)^2 + 2H + 2Au.$$

Avec le cyanure de potassium, il en serait de même ; en effet, si l'on a une solution d'aurocyanure de potassium et que l'on vienne à y jeter des copeaux de zinc, l'aurocyanure de potassium se transformera en cyanure double de zinc et de potassium, et l'or se précipitera à l'état métallique :

$$2KAuCy^2 + Zn = K^2ZnCy^4 + Au^2.$$

La réaction est facilitée lorsqu'il se dépose un peu d'or sur le zinc ; il se forme un couple voltaïque et l'hydrogène se dégage. Nous aurons donc, en présence, du cyanure de potassium et du zinc :

$$4KCy + Zn + 2H^2O = K^2ZnCy^4 + 2KOH + H^2$$

c'est-à-dire formation de cyanure double de zinc et de potassium, résultant de l'action de ce cyanure de potassium sur de l'hydrate de potasssium,qui se formerait dans une réaction intermédiaire :

$$Zn(OH)^2 + 4KCy = K^2ZnCy^4 + 2KOH.$$

L'hydrogène, qui s'est dégagé dans la réaction précédente, doit porter théoriquement son action réductrice sur l'aurocyanure de potassium, d'où il précipite l'or de sa solution et se combine avec le cyanogène, pour donner naissance à de l'acide cyanhydrique qui se dégage :

$$2KAuCy^2 + 2H = 2HCy + 2KCy + 2Au.$$

Ce que prévoyait la théorie se passe dans la pratique; il restera dans le second membre de la réaction, d'une part, du cyanure de potassium que l'on pourra employer pour redissoudre de l'or ; de l'autre, de l'or précipité à l'état métallique auquel on fera subir une fonte postérieure.

Mais, si l'acide cyanhydrique se dégageait, il en résulterait des conséquences funestes pour ceux qui seraient dans le voisinage ; aussi, a-t-on avantage à le fixer ; c'est ce qui se passe, grâce à l'alcalinité due à la potasse en excès, qui se combine avec l'acide cyanhydrique pour rendre du cyanure de potassium :

$$2HCy + 2KOH = 2KCy + 2H^2O.$$

La précipitation de l'or par le zinc est facilitée lorsqu'il est impur ; car, dans ce cas, il renferme du plomb qui provoque un couple voltaïque ; donc, pour la précipitation de l'or, on ne doit employer que du zinc de commerce.

Au premier abord, tout ferait supposer que l'on doit se

trouver en présence d'un procédé parfait ; reportons nous à la réaction qui a lieu lorsqu'on effectue la dissolution de l'or par le cyanure de potassium :

$$4KCy + Au^2 + O + H^2O = 2KAuCy^2 + 2KOH.$$

Si nous considérons les poids moléculaires du cyanure de potassium et de l'or, qui sont 65 et 196,7, on voit que, d'après cette réaction, quatre molécules de cyanure de potassium ou $4 \times 65 = 260$ grammes, sont susceptibles de dissoudre deux molécules d'or ou $2 \times 196,7 = 393,4$.

Donc, la théorie nous dit qu'une solution contenant 393,4 grammes de cyanure de potassium réel KCy doit dissoudre 393,4 grammes d'or pur ; or, dans la pratique, il n'en est pas ainsi et on serait loin de compte si l'on prenait les statistiques de l'industrie aurifère du Transvaal ; on y verrait que 125 à 150 fois plus de cyanure de potassium que ne l'exige la théorie y est employé pour effectuer la dissolution de l'or.

Quelles sont donc les causes de ce mécompte, comme le dit M de Wilde, causes qu'un grand nombre de chimistes ont essayé de trouver, entre autres M. Ch. Butters et H. de Mosenthal, qui ont publié des notes dans le *Engineering Mining* et le journal *Of Society Chemical London* qui ont suscité de nombreux articles en France, entre autres dans le *Génie Civil*.

Plusieurs causes de ce gaspillage de cyanure nous semblent probantes. D'abord, l'oxydation des tailings qui forment, avec le ferrocyanure de potassium, du bleu de Prusse.

En effet, au contact de l'air et de l'humidité, les pyrites de fer, associées aux minerais aurifères du Transvaal, don-

nent lieu à des *free milling*, s'oxydent et se transforment en sulfate de fer et en acide sulfurique :

$$FeS^2 + H^2O + 7O = SO^4Fe + SO^4H^2$$

puis, d'après Wilstein, s'oxydent pour donner la réaction suivante :

$$2SO^4Fe + O = Fe^2O^3 2SO^3$$

et, en même temps, d'après Berzélius, il se produit du sulfate ferrique soluble :

$$10SO^4Fe + 5O = 2(Fe^2O^3)^2SO^3 + 3[Fe^2(SO^4)^3].$$

On est donc en présence de tailings acides, et le sulfate de fer, en réagissant lentement sur le cyanure de potassium, forme du sulfate de potassium et du cyanure de fer.

$$SO^4Fe + 2KCy = FeCy^2 + SO^4K^2$$

mais, comme il y a excès de cyanure de potassium, on obtient :

$$FeCy^2 + 4KCy = FeK^4Cy^6$$

c'est-à-dire du ferrocyanure de potassium qui, avec les sels de fer au maximum, doit donner du bleu de Prusse Fe^7Cy^{18} :

$$3FeK^4Cy^6 + 6SO^4Fe + 3O = Fe^2O^3 + 6SO^4K^2 + Fe^7Cy^{18}.$$

Il s'agit donc d'éviter l'acidité, et c'est pour cette raison que l'on ajoute de la soude caustique ; mais, malgré cela, il y a toujours décomposition du cyanure de potassium pour former du ferrocyanure de potassium FeK^4Cy^6.

2° L'air, agissant comme oxydant, fait sentir aussi son influence sur le cyanure de potassium en le transformant en cyanate de potassium :

$$KCAz + O = KCAzO$$

qui, subissant une nouvelle oxydation, se décompose à son tour en azote et acide carbonique :

$$2KCAzO + 3O = CO^3K^2 + CO^2 + 2Az.$$

3° Une troisième cause de pertes de cyanure de potassium est la présence de l'acide carbonique de l'air, qui le transforme en acide cyanhydrique et carbonate de potassium :

$$2KCy + CO^2 + H^2O = CO^3K^2 + 2HCy ;$$

cette réaction a lieu lorsque l'air est humide, ou que les tailings sont mouillés pour une raison quelconque.

Il y a encore bien d'autres causes de pertes de cyanure de potassium ; une quatrième cause, et qui n'est pas des moins importantes, est que, bien qu'on ait déployé tout le soin voulu, on ne peut retirer qu'une portion du cyanure de potassium qui se trouve avec les résidus provenant du traitement des tailings.

Le cyanure de potassium n'exerce pas seulement son action dissolvante sur l'or ; il l'exerce encore sur d'autres corps se trouvant dans les tailings, tels que des composés du plomb, du fer, du zinc.

Nous avons vu qu'en particulier, il se formait de l'hydrate de zinc qui se dissolvait dans le cyanure de potassium pour donner du zinco-cyanure de potassium :

$$Zn\,(OH)^2 + 4KCy = ZnK^2Cy^4 + 2KOH.$$

Une dernière perte de cyanure résulte des pluies qui tombent sur le minerai et entrainent au loin le cyanure de potassium.

Passons maintenant au travail même de la cyanuration et de la précipitation de l'or.

Marche des opérations. — L'or dans les minerais du Witwatersrand se trouve sous forme de particules qui font que l'amalgamation en devient très difficile; il n'en est pas de même pour la cyanuration qui se fait avec d'autant plus de facilité que l'or y est très divisé.

On conçoit tout de suite le parti que l'on pouvait tirer d'une pareille constatation pour le traitement des tailings ou résidus des moulins d'amalgamation.

Dans le traitement de ces tailings par le procédé Mac Arthur et Forrest, on devra diviser les opérations en deux parties distinctes :

1° Dissolution de l'or contenu dans les tailings par une solution de cyanure de potassium; c'est ce qu'on appelle la cyanuration ;

2° Précipitation de l'or de sa solution d'aurocyanure de potassium au moyen des copeaux de zinc.

1° Cyanuration. — On fait passer les tailings dans de grandes cuves en bois ou en ciment, de forme rectangulaire ; ces cuves ont des dimensions excessivement variables suivant l'importance de l'usine.

L'usine de Roodpoort fait usage de grandes cuves en bois, ayant 13 mètres de diamètre et 2 m. 40 de profondeur, pouvant contenir jusqu'à 360 tonnes de tailings ; mais, la quantité de tailings qu'elles peuvent contenir est généralement d'une centaine de tonnes.

L'intérieur de ces cuves est recouvert de paraffine ou d'un composé de coaltar et d'asphalte ; à la partie supérieure de ces cuves, se trouvent des lattes de bois entrecroisées sur lesquelles reposent des tissus de jute et des fibres de coco, formant filtre.

Les tailings sont introduits dans ces cuves où ils vont se placer sur une sorte de double fond qui, muni à sa partie inférieure d'un tuyau d'arrivée, permettra de recevoir la solution de cyanure de potassium ; des portes, placées au-devant du filtre, permettent enfin d'enlever les résidus de traitement des tailings, que l'on chasse par un courant d'eau.

On voit donc qu'il y a deux tuyaux servant : l'un, pour envoyer la solution de cyanure de potassium, l'autre pour l'eau ; il faut en noter un troisième, servant à conduire la solution alcaline.

Lorsque l'on veut pratiquer l'opération, on jette les tailings dans la cuve de cyanuration à quelques centimètres de la partie supérieure ; puis, on envoie de l'eau de lavage afin de dissoudre certains sels qui peuvent se trouver dans le minerai.

Ceci fait on laisse écouler cette eau qui s'est chargée de sels solubles et on envoie la solution de soude, puis la solution de cyanure de potassium ; on emploie une solution contenant 0,7 à 0,8 0/0 de cyanure et on la laisse environ 12 heures en contact avec les tailings ; ensuite, on fait usage de la solution faible de 0,2 à 0,4 0/0 environ de cyanure.

On se rappelle, dans les considérations théoriques, que la quantité de cyanure de potassium que l'on est obligé d'employer pour dissoudre l'or contenu dans les tailings, est de beaucoup supérieure à la théorie.

La quantité de cyanure de potassium, employée dans la pratique pour amener l'or à l'état d'aurocyanure de potassium est environ de 5000 gr. pour le traitement de 100 grammes d'or contenus dans 10 tonnes de tailings renfer-

mant, par conséquent 10 grammes d'or à la tonne; il ne faut pas croire que ce chiffre de 500 grammes de cyanure de potassium soit le maximum de cyanure employé ; il n'est pas rare de voir employer de 700 à 800 grammes de cyanure par tonne de tailings.

Pour savoir quand la solution forte de cyanure de potassium est restée assez longtemps en contact avec les tailings pour produire une dissolution suffisante de l'or et autres métaux solubles, on regarde si, en la faisant passer ensuite sur des copeaux de zinc brillant, ce métal se ternit : dans ce cas, la lixiviation des tailings serait incomplète et il faudrait la continuer.

Cette précaution prise, on fait passer la solution concentrée de cyanure de potassium, ainsi chargée d'or et d'autres corps solubles, dans les cuves à précipitation, et on remplace cette solution, que l'on vient d'enlever, par une plus faible, contenant de 0,2 à 0,4 0/0 de cyanure.

Précipitation. — La solution d'aurocyanure de potassium est envoyée dans une série de bacs contenant du zinc en copeaux, que l'on répartit de façon à avoir le plus de points de contact avec la solution aurifère afin de faciliter la précipitation de l'or.

Il faut compter que l'on place une livre de zinc, sur cinq mètres carrés de surface.

Ces bacs à précipitation sont formés par des tonnes de 7 à 8 mètres de longueur avec une profondeur variant généralement entre 60 et 70 centimètres.

Ces bacs sont divisés en plusieurs compartiments, ayant de 50 à 60 centimètres de large, dans lesquels on a suspendu des boîtes, dont le fond est percé de trous et supporte les copeaux de zinc.

La solution d'aurocyanure de potassium passe d'un compartiment dans un autre en allant de haut en bas, puis de bas en haut et l'or se précipite sous forme d'une poudre noirâtre au fond des compartiments.

Quant au cyanure de potassium restant, mêlé à ce zinco-cyanure de potassium, on l'envoie dans des cuves où on l'analyse, de façon à voir combien il renferme de cyanure de potassium réel KCy, afin de pouvoir le faire resservir en l'additionnant d'une nouvelle quantité de cyanure de potassium.

Les bacs de zinc sont lavés deux fois par mois ; pour cela, on commence par aspirer le liquide surnageant, puis on enlève les boîtes de zinc et, après un nettoyage complet, on recueille la boue noirâtre de matières aurifères qu'on lave à grande eau, puis on la fait sécher dans une marmite ou autre récipient.

Loin d'être pure, cette boue noirâtre contient en plus de l'or : de l'argent, du cobalt, de l'alumine et du plomb, mais surtout du zinc qui provient de la quantité énorme de ce métal qu'on a été obligé d'employer pour faire la précipitation ; on y trouve encore de la silice, du ferrocyanure de fer, du sesquioxyde de fer et de l'antimoine.

On calcine ensuite le précipité pour produire une oxydation et décomposer les cyanures en acide carbonique et en ammoniaque qui se dégagent.

Les résidus aurifères restants sont ensuite repris et fondus dans un creuset de plombagine avec un mélange de carbonate de soude, spath-fluor et borax.

On obtient, de cette façon, un culot métallique contenant l'or, que l'on refond ensuite en lingot.

Les frais de traitement sont d'environ 8 francs par tonne

de tailings. Le procédé de Mac Arthur et Forrest, qui s'emploie beaucoup au Transvaal, est la source de bénéfices considérables pour les concessionnaires du brevet, qui touchent de 7,5 à 10 0/0 de la valeur d'or extraite des tailings.

Passons au procédé de M. de Wilde.

Procédé de Wildé. — M. de Wilde, professeur à la Faculté des Sciences de Bruxelles, a proposé de régénérer les solutions de cyanure de potassium employées dans la méthode de cyanuration de Mac Arthur et Forrest.

Sa méthode est une de celles qui nous paraît la plus avantageuse et se compose de trois opérations :

1° Dissolution de l'or par le cyanure de potassium ;

2° Récupération du cyanure de potassium en excès ;

3° Précipitation de l'or.

Nous allons décrire chacune de ces opérations, en commençant par la dissolution du métal précieux contenu dans notre minerai.

1° Dissolution de l'or par le cyanure de potassium. — La première opération du procédé de M. de Wilde se fait comme dans la méthode de cyanuration de Mac Arthur et Forrest, mais en employant des quantités de cyanure de potassium beaucoup moindres.

Dans le procédé de Wilde, on fait usage de solutions de cyanure de potassium beaucoup plus étendues, au moyen d'un système de filtration et de circulation.

On se rappelle que, dans le procédé par précipitation avec des copeaux de zinc, on était obligé d'employer des

solutions de cyanure de potassium relativement fortes, sous peine de n'avoir qu'une précipitation incomplète du métal précieux.

Nous avons indiqué les causes qui faisaient de cette méthode un véritable gaspillage de solution de cyanure de potassium ; la quantité de cyanure, employée dans la pratique au Transvaal, était loin de compte avec celle que donne la théorie.

Au contraire, dans le procédé de M. de Wilde, on opère avec une quantité extrêmement faible ; 105 grammes de cyanure de potassium suffisent pour traiter une tonne de tailings contenant 15 grammes d'or, au lieu de 600 et 700 g. que l'on emploie couramment dans la méthode de cyanuration et de précipitation de l'or par les copeaux de zinc.

Pour faciliter la dissolution de l'or, on ajoute de la soude caustique en très petite quantité, ce qui empêche, par suite l'influence des agents atmosphériques et de l'acide carbonique, contenu dans l'eau, de provoquer une décomposition du cyanure de potassium employé.

Si l'on voulait avoir tous les avantages pour obtenir une dissolution facile de l'or, il faudrait ajouter des agents oxydants.

Rappelant, en effet, la réaction :

$$4KCy + Au^2 + H^2O = 2KAuCy^2 + 2KOH$$

nous voyons que l'oxygène contribue, pour une large part, à la dissolution de l'or.

Dans les expériences de laboratoire, M. de Wilde employa du minium comme oxydant et obtint d'assez bons résultats ; Moldenhauer, qui avait aussi reconnu cette intervention de l'oxygène dans la transformation de l'or en

aurocyanure de potassium, ajoutait du ferrocyanure de potassium ; Kendall emploie le bioxyde de sodium.

Ces oxydations sont le plus souvent faites par le minerai lui-même, qui renferme généralement assez d'air pour pouvoir fournir la quantité d'oxygène nécessaire pour que le cyanure de potassium dissolve complètement l'or contenu dans le minerai ; une molécule d'oxygène, c'est à-dire 16 grammes, suffisant pour contribuer à la dissolution de 2 molécules d'or pesant $2 \times 196,7 = 393$ gr. 4.

Donc, pour dissoudre 393 g. 4 d'or, contenu dans les tailings, résidus de minerais aurifères, il suffit de 16 grammes d'oxygène.

Ce qui fait environ 1/2 gramme d'oxygène par tonne de tailings.

Si, cependant, la transformation de l'or contenu dans les tailings, en aurocyanure de potassium, offrait une difficulté en raison du manque d'oxygène, on ferait alors usage de l'un de ces oxydants : le minium par exemple, $PbO + PbO^2 = Pb^2O^3$, ou plombate de plomb, semble être le plus avantageux.

Ne nous attardons pas sur les causes théoriques qui feraient de la dissolution de l'or par le cyanure un procédé parfait et passons aux opérations suivantes, qui forment la partie originale du procédé de M. de Wilde.

Récupération du cyanure de potassium en excès. — Cette deuxième opération a pour but de précipiter le cyanure de potassium en excès au moyen du sulfate ferreux et, par suite, de le régénérer.

Remarquons tout de suite que l'on fait la récupération du cyanure de potassium avant d'avoir précipité l'or de sa dissolution.

Pour faire cette récupération on ajoute du sulfate ferreux SO^4Fe à la liqueur de cyanure de potassium, avec laquelle on a dissous l'or, contenu dans les tailings; il se forme un précipité dont la couleur passe du rouge jaunâtre au vert, auquel Sadler a donné la formule Fe^2KCy^5, c'est ce que l'on peut exprimer par la réaction suivante :

$$5KCy + 2SO^4Fe = 2SO^4K^2 + Fe^2KCy^5.$$

Pour faciliter cette précipitation, il y a avantage à faire une dissolution de sulfate ferreux et de la verser par petites portions dans la solution de cyanure contenant l'or, en agitant continuellement.

La première objection, que l'on poserait à un semblable procédé, serait que le précipité Fe^2KCy^5 doit entrainer avec lui de petites quantités d'or ; il n'en est pas ainsi.

Quelques précautions à prendre, que nous allons indiquer, suffisent pour mener à bien la récupération du cyanure.

Il ne faut pas ajouter une trop grande quantité de sulfate ferreux ; on doit en cesser l'addition, lorsqu'on se trouve en présence d'un léger excès.

Théoriquement, en considérant la réaction, on voit qu'il faut employer deux molécules de sulfate ferreux pesant $2 \times 152 = 304$ grammes pour précipiter deux molécules de cyanure de potassium KCy pesant $5 \times 65 = 325$ grammes. Il y aura deux manières de procéder pour savoir quand on se trouve dans les conditions voulues pour cesser l'addition du sulfate ferreux.

1° On fait un essai préalable du cyanure de potassium en excès pour connaître sa richesse en CyK réel ; puis, on verse la quantité nécessaire de sulfate ferreux

pour produire la réaction régénératrice du cyanure de potassium.

2° Un autre moyen, qui s'impose, peut être utilisé en même temps que l'on pratique l'opération ; pour cela, on ajoute du sulfate ferreux jusqu'à ce que la solution se colore légèrement en bleu par l'addition de quelques gouttes de ferricyanure de potassium, ce qui prouvera que le sulfate ferreux est en très petit excès.

On sait que ce précipité bleu, ainsi obtenu, est le ferricyanure ferreux $[(Fe^2)\,Cy^{12}\,Fe^3]$, ou bleu de Turnbull, dont on peut indiquer la formation par la réaction suivante :

$$3SO^4Fe + [(Fe^2)\,Cy^{12}K^6] = [(Fe^2)\,Cy^{12}Fe^3] + 3SO^4K^2$$

Ces précautions une fois prises, on peut continuer l'opération ; pour cela on filtre le précipité de Fe^2KCy^5, espèce de cyanure double de fer et de potassium, au moyen d'un filtre-presse ou autre, afin d'obtenir ainsi sa séparation du reste du liquide qui contiendra l'or sous forme d'auro-cyanure de potassium soluble.

Nous avons séparé le précipité Fe^2KCy^5 qui, bientôt, au contact de l'air, se transforme en bleu de Prusse ou ferrocyanure ferrique $[(FeCy^6)^3(Fe^2)^2]$, et l'on voit le traitement qui va suivre, pour régénérer le cyanure de potassium à l'aide de ce bleu de Prusse.

On ajoutera de la potasse caustique qui va dissoudre une partie du précipité $(FeCy^6)^3(Fe^2)^2$, ou bleu de Prusse, et le transformer, par suite, en hydrate ferreux et ferrocyanure de potassium :

$$(FeCy^6)^3(Fe^2)^2 + 12KOH = 3FeCy^6K^4 + 2(Fe^2)(OH)^6$$

Le ferrocyanure sera séparé par filtration ; cette opéra-

tion terminée, la transformation en cyanure de potassium se fera par l'un des moyens usités dans l'industrie.

Notons qu'avant de commencer l'addition du sulfate ferreux, il faut s'assurer du degré d'alcalinité de la solution de cyanure de potassium ; sans cela, on pourrait avoir des pertes d'or.

Nous avons dit, à plusieurs reprises, les raisons qui faisaient opérer en solution rendue alcaline par la soude, dont la principale est de faciliter la dissolution de l'or par le cyanure de potassium.

Etant en solution alcaline, il faut donc se rendre compte de son alcalinité, qui doit être à peine marquée au papier de tournesol ; pour cela, on détruit l'excès de soude par un acide minéral tel que l'acide sulfurique.

Cette précaution est nécessaire, car si l'on faisait l'addition du sulfate ferreux dans la dissolution de cyanure de potassium en présence d'une alcalinité trop marquée, en même temps qu'il se précipiterait le corps $Fe^2 KCy^5$ qui, lui n'entraîne pas d'or, il se précipiterait aussi de l'hydrate ferreux $Fe(OH)^2$ qui, bien au contraire, entraîne de l'or ; c'est ce qu'on évite facilement au moyen d'une solution légèrement alcaline.

On voit l'avantage réel de ce procédé pour la récupération du cyanure de potassium en excès, lorsqu'on se sert de la méthode de cyanuration Mac Arthur et Forrest, où l'on utilise des solutions de cyanure de potassium contenant de 0,2 à 0,8 0/0 de cyanure de potassium.

En opérant avec le procédé de M. de Wilde, on fait usage de solution faible de cyanure à 0,04 0/0. C'est à peine si la quantité de cyanure se trouve en excès, ce qui ne demande pas une récupération, si l'on tient

compte que 114 à 125 grammes de cyanure de potassium suffisent, dans cette méthode, pour traiter une tonne de tailings.

Dans tout autre procédé de cyanuration, où il y a une quantité notable de cyanure de potassium en excès, on pourra employer le mode de récupération que nous venons de décrire.

Précipitation de l'or.—La précipitation de l'or se fait, comme dans les deux autres opérations du procédé de M. de Wilde, par des réactions chimiques, et elle est basée sur ce que, si l'on vient à introduire, dans une solution de cyanure double d'or et de potassium, acidifiée par de l'acide sulfureux, du sulfate de cuivre, le cyanure double d'or et de potassium ou aurocyanure de potassium se décompose pour former du cyanure aureux AuCy et du cyanure cuivreux CuCy qui se précipitent.

Il faut avoir soin de mettre un petit excès de sulfate de cuivre, si l'on veut s'assurer que la précipitation est complète.

La réaction représentée sans l'intervention de l'acide sulfureux, est :

$$2KAuCy^2 + SO^4Cu = SO^4K^2 + \underbrace{2AuCy + CuCy^2}_{\substack{\text{Cyanure} \\ \text{aureux}} \quad \substack{\text{Cyanure} \\ \text{cuivrique}}}$$

L'acide sulfureux, que l'on ajoute, exerce son action réductrice sur le cyanure cuivrique $CuCy^2$, qui est très instable, pour le transformer en cyanure cuivreux Cu^2Cy^2, que l'on obtient finalement :

$$2(CuCy^2) + SO^3H^2 = Cu^2Cy^2 + 2HCy + SO^3$$

Ce mode de précipitation a fourni d'excellents résultats, au cours des expériences faites au laboratoire de M. de Wilde, où on avait opéré sur des solutions contenant quelques milligrammes d'or ; M. le docteur Lœvy, chimiste-métallurgiste, a mis en pratique le procédé de M. de Wilde au Transvaal et, en considérant les résultats obtenus, il lui paraît devoir entrer en lutte sérieuse avec les autres procédés actuellement en usage.

Nous venons de dire, au commencement de cette troisième opération, qu'il fallait acidifier par l'acide sulfureux la solution de cyanure double d'or et de potassium ; pour cela,on emploiera ou bien une solution d'acide sulfureux So^3H^2 ou bien un bisulfite alcalin $K^2S^2O^5$.

Nous croyons que, pour cette production d'acide sulfureux, il serait préférable d'employer les appareils servant à sa fabrication, dans l'industrie sucrière.

Il s'agit donc d'avoir du soufre, dont la quantité à employer.pour produire l'acide sulfureux nécessaire à l'acidification, ne doit pas être très élevée, puisqu'on se contente seulement de la marque de l'acidité.

L'acidification, une fois réalisée, on verse, en agitant continuellement, la solution de sulfate de cuivre, et il se forme bientôt un précipité blanc,mélangé de cyanure aureux AuCy et de cyanure cuivreux Cu^2Cy^2.

Nous avons dit qu'il fallait mettre un léger excès de sulfate de cuivre, ce que l'on constate par deux moyens :

1° En faisant des essais sur une partie de la masse totale à traiter, puis faisant l'opération en grand.

D'après la réaction :

$$2KAuCy^2 + SO^4Cu = SO^4K^2 + 2AuCy + CuCy^2$$

deux molécules d'or,ou 393,4 grammes,pour être précipités

à l'état de cyanure aureux AuCy, réclament une molécule de sulfate de cuivre ou 159,4 grammes.

2° En utilisant la réaction classique du ferrocyanure de potassium avec les sels de cuivre ; on sait, en effet, qu'il se produit un précipité rougeâtre de ferrocyanure cuivrique.

Cette coloration devra être obtenue si l'on se trouve dans des conditions favorables.

On peut effectuer la précipitation du précipité AuCy + Cu^2Cy^2, au moyen de grandes cuves, munies de robinets de décantation ; après douze heures de repos, on opère la séparation du liquide surnageant de cette façon ; aucune perte de précipité AuCy + Cu^2Cy^2 n'est possible ; on le lave ensuite, puis on le fait sécher et on lui fait subir un traitement final, ayant pour but d'extraire le métal précieux.

Extraction de l'or du précipité AuCy + Cu^2Cy^2. — Pour faire l'extraction de l'or du précipité AuCy + Cu^2Cy^2, plusieurs moyens existent.

Un premier moyen, qui semble être avantageux, consiste à calciner le précipité ; on obtient alors de l'oxyde de cuivre et l'or à l'état métallique :

$$AuCy + Cu^2Cy^2 + 2O = Au + 2CuO + 3Cy.$$

Ayant ainsi de l'oxyde de cuivre, rien ne sera plus facile que de régénérer le sulfate de cuivre employé dans la précipitation du précipité AuCy + Cu^2Cy^2 ; pour cela, un simple traitement du produit calciné avec de l'acide sulfurique à 20° Bé suffira :

$$Au + 2CuO + 2SO^4H^2 = 2SO^4Cu + Au + 2H^2O.$$

Le sulfate de cuivre étant alors en solution, on le fera

cristalliser ; quant à l'or, il restera à l'état métallique et il ne s'agira plus que de le recueillir.

Il est évident que l'on pourrait extraire l'or du précipité AuCy + Cu^2Cy^2 par de l'acide chlorhydrique ; le cyanure de cuivre se dissoudrait pour donner du chlorure de cuivre:

$$2AuCy + Cu^2Cy^2 + 4HCl = 2CuCl^2 + 4HCy + 2Au.$$

Quant à l'or, il se précipite à l'état métallique.

Nous donnerons la préférence au premier moyen d'extraction et à celui que nous allons indiquer ; car, ils ont tous les deux l'avantage de la régénération facile du sulfate de cuivre.

Pour le dernier moyen, on traitera le précipité AuCy + Cu^2Cy^2 par de l'acide sulfurique à 60° Bé et l'on chauffera le tout fortement ; il y aura transformation en sulfate de cuivre et l'or sera précipité à l'état métallique ; de cette façon, on pourra le recueillir ; quant au sulfate de cuivre, il sera dissous, puis on le fera cristalliser.

Prix de revient du procédé de M. de Wilde. — Nous avons vu que M. de Wilde s'était placé dans différents cas pour l'application de son procédé.

1° Il employait la cyanuration comme dans les procédés de Mac Arthur et Forrest, mais en faisant usage de solutions de cyanure de potassium très faibles ; de cette façon, la quantité de cyanure de potassium en excès peut être considérée comme négligeable et il ne serait sans doute pas avantageux de récupérer cet excès de cyanure.

2° M. de Wilde a prévu le cas où la dissolution de l'or serait faite avec des solutions trop concentrées de cyanure de potassium ; le cyanure, se trouvant en grand excès, pourra être récupéré avec avantage.

3° La précipitation de l'or par le sulfate de cuivre.

Dans le procédé de Wilde, nous ne considérerons pas la première opération de cyanuration, qui est commune à toutes les autres méthodes de traitement des minerais aurifères par le cyanure de potassium ; nous laisserons aussi de côté la récupération du cyanure de potassium en excès pour les différentes raisons exposées plus haut.

Nous supposerons la cyanuration faite et nous considérerons les prix de revient sur la troisième opération ou précipitation de l'or, à l'état de cyanure cuivreux, par le sulfate de cuivre, opération qui se traduit par la réaction suivante :

$$2KAuCy^2 + SO^4Cu = SO^4K^2 + 2AuCy + CuCy^2$$

Lorsqu'on effectue la cyanuration, on traite les tailings en employant souvent 114 grammes de cyanure de potassium et 114 grammes de soude caustique par tonne ; nous allons nous placer dans ce cas, bien que la cyanuration puisse être faite avec une quantité de cyanure beaucoup moins grande.

Nous avons dit que la précipitation de l'or, dans le procédé de M. de Wilde, devait être faite en solution acidifiée par de l'acide sulfureux ; nous serons donc obligé de considérer deux choses :

1° Le coût de l'acidification ;

2° Le coût de la précipitation seule.

2° Acidification. — On a vu que l'acidification se fait avec de l'acide sulfureux, que nous regardons comme obtenu par le brûlage du soufre.

L'acidification doit donc porter sur 114 grammes de cyanure de potassium et 114 grammes de soude caustique,

servant à la dissolution de l'or contenu dans une tonne de tailings.

Si l'on fait passer un courant d'acide sulfureux dans le cyanure de potassium, on obtiendra facilement du sulfite acide de potassium, et de l'acide cyanhydrique, qui se dégagera :

$$SO(OH)^2 + KCy = SO(OH)(OK) + HCy.$$

On voit qu'une molécule d'acide sulfureux en agissant sur une molécule de cyanure de potassium, donne une molécule de sulfite acide de potassium.

Pour produire l'acidification d'une molécule de potassium pesant 39, il faut brûler un atome de soufre pesant 23, qui donne naissance à une molécule d'acide sulfureux.

Or 114 grammes de cyanure de potassium contiennent 68 grammes de potassium. En effet, si l'on considère le poids moléculaire du cyanure de potassium égal à 65, 65 grammes de KCy contiennent 39 grammes de potassium, d'où 114 grammes de cyanure de potassium contiendront

$$\frac{39 \times 114}{65} = 68 \text{ grammes de potassium.}$$

Il s'agit donc d'acidifier 68 grammes de potassium : or, nous venons de voir, d'après la réaction précédente, qu'il suffisait de brûler 32 grammes de soufre pour produire l'acidification de 39 grammes de potassium; donc pour acidifier 68 grammes de potassium, il faudra brûler une quantité de soufre égale à

$$\frac{68 \times 32}{39} = 56 \text{ grammes.}$$

Nous avons encore à acidifier les 114 grammes de soude caustique NaOH contenant dans leur molécule, égale à 40, un atome de sodium pesant 23.

Donc, 114 grammes de soude caustique contiennent :

$$\frac{23 \times 114}{40} = 66 \text{ grammes de sodium.}$$

En tenant compte que, dans le cas précédent, il suffisait de brûler un atome de soufre pour acidifier un atome de potassium, il en sera encore de même pour un atome de sodium ; devant obtenir le sulfate acide de sodium SO(OH)(OK), pour acidifier 66 grammes de sodium, nous aurons besoin de brûler :

$$\frac{66 \times 32}{23} = 91 \text{ grammes de soufre.}$$

L'acidification totale de notre solution de cyanure de potassium et de soude caustique, sera obtenue, en brûlant :

$$56 + 91 = 147 \text{ grammes de soufre.}$$

Le soufre est vendu, en Angleterre, à raison de 94 fr. 50 les 1120 kg. ; à Johannesburg, où l'on emploie surtout les procédés de cyanuration dans le traitement des minerais aurifères, le soufre revient à 356 francs les 1000 kg.

En Sicile, le soufre. contenant 97 0/0 de soufre réel, coûte 70 francs la tonne.

D'après ces chiffres, l'acidification d'une tonne de tailings, si l'on compte le soufre à 36 centimes le kilog. reviendrait à Johannesburg, à :

$$\frac{157 \times 36}{1000} = 5 \text{ centimes } 29.$$

2° *Précipitation par le sulfate de cuivre.*

L'acidification une fois faite, on peut précipiter l'or à l'état de cyanure aureux AuCy, au moyen du sulfate de cuivre,

d'après la réaction :

$$2KAuCy + SO^4Cu = SO^4K^2 + 2AuCy + CuCy^2$$

Or, on obtient finalement le corps $Cu^2\ Cy^2$; donc. une molécule de cyanure de potassium pesant 65 exige une molécule de sulfate de cuivre SO^4Cu pesant 249, en tenant compte des 5 molécules d'eau du sulfate de cuivre. Ces 249 de sulfate de cuivre proviennent d'une molécule d'acide sulfurique réel pesant 98.

Calculons donc la quantité de sulfate de cuivre nécessaire pour le traitement d'une tonne de tailings, en se servant de 114 grammes de cyanure de potassium pour dissoudre l'or.

65 grammes de cyanure de potassium exigeant 249 grammes de sulfate de cuivre,c'est-à-dire 98 grammes d'acide sulfurique, on devra employer :

$$\frac{98 \times 114}{65} = 179 \text{ grammes d'acide sulfurique.}$$

A Johannesburg il faut regarder le sulfate de cuivre comme coûtant 356 francs les 1000 kg. ; quant à l'acide sulfurique, à 66 B., contenant 6 0/0 d'eau, il est vendu à raison de 630 francs la tonne ; ce qui met l'acide réel SO^4H^2 à 670 francs.

En comptant l'acide sulfurique à 0 fr. 67 le kg., le prix de revient pour une tonne de tailings, c'est à-dire de 172 grammes d'acide sulfurique, sera :

$$\frac{172 \times 67}{1000} = 11 \text{ centimes } 52.$$

On voit, finalement, que le prix de revient complet pour une tonne de tailings est de :

Coût d'acidification.	5 centimes 29
— de précipitation	11 — 52
Total	16 centimes 81
Si l'on augmente ce total de 25 pour cent on aura en plus . .	4 centimes 20
ou finalement	21 centimes 01

par tonne de tailings traitée, et M. de Wilde obtient un rendement de 74 à 75 0/0 de l'or total contenu dans les tailings.

Remarquons que nous n'avons pas tenu compte de la régénération du sulfate de cuivre, décrit plus haut, qui viendrait naturellement apporter une économie dans le prix du traitement.

Nous avons vu que, dans le procédé de M. de Wilde, on a supprimé toute précipitation par le zinc et empêché la formation de ce zinco-cyanure de potassium, qui est si gênant dans le procédé de Mac Arthur et Forrest; c'est, pour différentes raisons encore, que nous avons étudiées, en même temps que ce procédé, que l'on a cherché d'autres modes de précipitation : par électrolyse que nous allons étudier dans le chapitre suivant, par l'aluminium, par le charbon, etc.

M. André, chimiste à la *Gold und Silber Scheide Anstalt* de Francfort, essaya de précipiter l'or de sa solution, à l'aide de l'aluminiun. En pratiquant de cette façon, M. André régénérait le cyanure de potassium :

$$6KAuCy^2 + 6KOH + 2Al = 6Au + 12KCy + Al^2O^3 + 3H^2O$$

On voit que, par cette réaction, l'or et l'aluminium se trouvent précipités ; quant à leur séparation, elle est des plus faciles.

Ce moyen, très ingénieux, n'a pas, pour le moment, de chances de succès, à cause du prix relativement élevé de l'aluminium.

Quant au procédé, proposé en 1894 par M. Johnston, pour précipiter l'or en faisant circuler la solution d'aurocyanure de potassium sur du charbon de bois, qu'on brûle ensuite pour en extraire le métal précieux, il présente certainement des avantages; il est basé sur les mêmes principes que le procédé de M. Vautin, présenté en 1887, sauf que M. Vautin opère par chloruration au lieu de cyanuration.

CHAPITRE IV

PROCÉDÉS ÉLECTROCHIMIQUES.

Nombreux sont les procédés électrochimiques pour la métallurgie de l'or, et si l'on se reporte aux premiers essais, on voit qu'ils remontent à peine à une dizaine d'années.

Les méthodes électrochimiques reposent sur la dissolution de l'or contenu dans les minerais aurifères par un dissolvant quelconque : cyanogène ou chlore, et la précipitation de cet or à l'état métallique, au moyen d'une source électrique étrangère ; tels sont les procédés les plus simples.

M. Manhès, dans sa méthode originale, amène l'or en solution par les hyposulfites alcalins et le précipite électrolytiquement à l'état de sulfure.

Dans d'autres procédés, on fait usage du mercure pour produire une amalgamation ; nous croyons devoir ranger à part la méthode Designolle, que son auteur place parmi les procédés électrochimiques, mais dans laquelle on ne fait pas usage d'une énergie électrique étrangère.

Restera ensuite une dernière catégorie où l'on emprunte l'électricité à une machine dynamo ou autre, en s'aidant du mercure pour produire une amalgamation.

Donc, nous diviserons les méthodes électrochimiques en trois catégories :

1° Procédés électrochimiques simples.

2° Procédé Designolle.

3° Procédés électrochimiques combinés à l'amalgamation.

§ 1. — PROCÉDÉS ÉLECTROCHIMIQUES SIMPLES

Procédé Cassel. — Cassel, en 1884, proposa de traiter électrolytiquement le chlorure d'or, formé par l'électrolyse d'une solution de chlorure de sodium et de neutraliser les acides mis en liberté, pour faciliter l'électrolyse de l'or.

Par ce procédé, on décompose d'abord, à l'aide d'un courant électrique, une solution de chlorure de sodium ; il se forme du chlore et de l'oxygène à l'anode ou électrode positive.

Grâce à la présence du chlore, il y a attaque du minerai, qui est facilitée par l'oxygène produit et, par suite, formation de chlorure d'or :

$$3Cl + Au = AuCl^3.$$

Ce dégagement d'oxygène a lieu soit par la décomposition électrolytique de l'eau contenant le chlorure de sodium en solution, soit par l'action secondaire du chlore réagissant sur l'eau :

$$2Cl + H^2O = 2HCl + O.$$

Une fois le chlorure d'or obtenu, on le dissout dans l'eau ; mais, malheureusement, tout ne se passe pas aussi simplement dans la pratique, et lorsqu'on traite de cette façon les minerais aurifères, il y a une action intermédiaire qui empêche l'extraction électrolytique de l'or.

En effet, lorsqu'on fait l'opération, il se produit, comme nous venons de le voir dans la réaction précédente, de l'acide chlorhydrique en même temps que l'oxygène se dégage, enfin de l'acide hypochloreux ; lorsque ces deux acides sont en présence de pyrites de fer (ce qui est le cas le plus général dans les minerais aurifères rebelles), ils transforment le fer de ces minerais en un sel au minimum :

$$Fe + 2HCl = FeCl^2 + 2H.$$

Ce sel de fer au minimum exercera son action réductrice sur le chlorure d'or qui est en solution et, par suite, en précipitera le métal précieux à l'état métallique :

$$6FeCl^2 + 2AuCl^3 = 3Fe^2Cl^6 + 2Au.$$

Quant au chlorure ferreux, il est transformé en chlorure ferrique.

L'or devant être précipité de cette façon, il s'agit d'obvier à cet inconvénient qui empêche de conserver l'or en solution et, par suite, d'en faire l'électrolyse.

C'est pourquoi, Cassel a proposé de neutraliser les acides formés par une base qui, bien entendu, doit être incapable de précipiter l'or de sa solution ; de cette façon, il évite aussi l'attaque de l'antimoine, de l'arsenic et autres éléments réfractaires :

$$2Sb + 3HCl = Sb^2Cl^3 + 3H.$$

Cassel ajoute de la chaux à la solution à électrolyser ; de cette façon, les acides sont neutralisés dès leur formation :

$$2HCl + Ca(OH)^2 = CaCl^2 + 2H^2O.$$

Le fer, n'étant pas attaqué, il n'y a pas, par conséquent, de formation de sulfate de fer au minimum, ce qui entraînerait la précipitation de l'or.

L'or restant ainsi en solution ; l'action acide sur l'arsenic et l'antimoine ne pouvant se faire sentir, on pourra pratiquer l'électrolyse directe du minerai sans avoir besoin de le griller au préalable.

Dans l'appareil électrolytique de la *The Caseel Gold Extracting Company*, les anodes, sur lesquelles sont mis en liberté le chlore et l'oxygène, sont en charbon ; de cette façon, cette électrode étant insoluble, les particules d'or métallique en contact seront amenées en solution et, par l'action de l'électrolyse, l'or sera transporté sur la cathode où on pourra le recueillir, sous forme de boue noirâtre.

L'appareil se compose donc d'une série de plaques de charbon formant anodes, que l'on a disposées horizontalement dans un tambour en bois, pouvant tourner autour d'un axe creux horizontal.

On introduit le minerai et la solution de chlorure de sodium dans le tambour qui, en tournant, le projette çà et là, en ayant soin de verser au préalable de la chaux, afin d'empêcher la formation d'acides chlorhydrique et hypochloreux.

L'action électrolytique s'effectue : il y a alors dégagement de chlore et d'oxygène, et l'or du minerai, étant transformé en chlorure, est transporté par électrolyse dans l'arbre creux formant cathode, dans lequel se meut une vis d'Archimède permettant de conduire la boue aurifère produite dans des pilliers creux supportant l'arbre de rotation du tambour.

On n'a plus qu'à recueillir cette boue et la fondre pour en extraire l'or.

Cette méthode dispense de griller d'abord, comme nous

l'avons vu, les minerais rebelles, par suite de l'oxygène produit dans la première phase de l'électrolyse, qui oxyde les sulfures, arséniures, antimoniures et tellurures, susceptibles de se trouver dans les minerais aurifères.

Procédé Manhès.— Manhès proposa, en 1886, de transformer l'or contenu dans les minerais aurifères en chlorure, par les procédés habituels de chloruration, puis de dissoudre l'or obtenu à l'état de chlorure d'or au moyen d'hyposulfite de soude ou de chaux.

Il obtient ainsi une solution hyposulfitique alcaline, contenant de l'or, et c'est cette solution qu'il soumet à l'électrolyse.

On pratique l'opération de la façon suivante : on commence d'abord par amener la solution d'hyposulfite double d'or et de sodium, dans des bassins en bois, par exemple, dans lesquels sont suspendues des plaques de charbon de cornue, puis on y fait passer un courant électrique ; la solution hyposulfitique est partiellement décomposée et l'or est précipité à l'état de sulfure.

L'or étant ainsi précipité, on recueille ce sulfure pour lui faire subir un traitement par grillage.

Manhès, par l'électrolyse, précipite l'or à l'état de sulfure, comme on le faisait en envoyant un courant d'hydrogène sulfuré.

Procédé Thomas Sanderson. — Ce procédé, qui date de 1890, s'applique spécialement au traitement des minerais d'antimoine aurifères.

On commence d'abord par fondre les minerais d'antimoine aurifères ; l'or se rassemble dans l'antimoine que

l'on transforme en plaques, qui sont généralement recouvertes d'une couche de sulfure de fer, que l'on enlève par un décapage à l'acide chlorydrique ou à l'acide sulfurique.

Ceci fait, on se sert de ces plaques d'antimoine contenant l'or, comme anode ou électrode positive, puis on les plonge dans une cuve renfermant du chlorure d'antimoine en solution.

L'auteur de cette méthode dissout le chlorure d'antimoine dans une solution concentrée de sel marin, car l'on sait qu'au contact de l'eau seule, il y aurait décomposition inévitable du chlorure d'antimoine.

La cathode est faite en charbon et, lorsqu'on vient à faire passer le courant dans l'électrolyte ou solution à électrolyser, la plaque d'antimoine aurifère se dissout : l'antimoine va se porter sur la cathode, électrode négative, et il se forme des boues aurifères que l'on recueille dans une enveloppe poreuse en toile ou en flanelle disposée autour de la plaque.

Ces boues aurifères sont recueillies et soumises aux traitements connus.

Nous allons passer au procédé électrolytique de Siemens et Halske qui est, en somme, un complément de la méthode de Mac Arthur et Forrest, ayant de commun la dissolution de l'or par le cyanure de potassium, la précipitation électrolytique de l'or différant seule.

Procédé Siemens et Halske. — Un des procédés électrolytiques le plus employé est certainement le procédé Siemens et Halske. adopté au Transvaal par la *Rand Ore Central Reduction Company L*^{t} ; les résultats, donnés par le rapport de juin 1895 paraissent très satisfaisants.

Au moyen de procédé Siemens et Halske, on commence

par amener l'or en solution à l'état de chlorure d'or et de potassium ou aurocyanure de potassium, comme on le faisait dans le procédé Mac Arthur et Forrest ; mais, un avantage incontestable est la précipitation de l'or par voie électrolytique, qui économise de cette façon une grande quantité de cyanure de potassium par suite de la suppression des copeaux de zinc produisant, comme nous l'avons vu, un zinco-cyanure de potassium.

Les électrodes de l'appareil électrolytique se composent : d'une cathode en plomb et d'une anode en fer. La méthode de Siemens et Halske s'applique parfaitement aux minerais rebelles et a bien réussi au Transvaal, bien qu'elle semble n'avoir pas été cherchée dans un but spécial de traitement des minerais aurifères. Siemens et Halske étendent, par leur brevet, en date du 24 octobre 1892, leur procédé à tous les minerais sans distinction, sulfurés ou antimoniés et, d'après eux, ils les dissolvent dans un sulfure alcalin de sodium ou de potassium, en s'appuyant sur la réaction suivante pour amener le sulfure d'antimoine en solution :

$$Pb^2S^3 + 6NaHS = Pb^2S^33Na^2S + 3H^2S.$$

Puis. ils font passer cette solution dans un bassin de décantation pour l'envoyer dans un appareil électrolytique, où ils décomposent le corps $Pb^2S^33Na^2S$:

$$Pb^2S^33Na^2S + 6H = Pb^2 + 6NaHS.$$

De cette façon, l'antimoine est extrait par précipitation électrolytique et il en serait de même pour les minerais arséniés :

$$As^2S^33Na^2S + 6H = As^2 + 6NaHS.$$

Le docteur Siemens commença ses recherches, en 1887, sur les minerais aurifères, à la suite de la conférence

faite à Johannesburg par M. de Germet; mais, ce n'est guère qu'en 1888 que le docteur Siemens partit en Sibérie pour y continuer ses essais sur les lieux de production aurifère, après avoir reconnu que la précipitation électrolytique de l'or se faisait très bien en solution d'aurocyanure de potassium et que, de plus, le degré de concentration, de même que la présence de la soude, n'influait pas sur le dépôt électrolytique de l'or.

L'usine de la *Rand Central Ore Reduction Company* L^t^ à Worcester, possède cinq grandes cuves de 6 mètres de diamètre dans lesquelles on effectue la dissolution de l'or en employant des solutions fortes de cyanure de potassium, contenant de 0,5 à 0,8 0/0 de cyanure et une solution plus faible à 0,1 0/0.

Quant à la précipitation de l'or, on la fait dans quatre cuves renfermant des solutions d'aurocyanure de potassium, dans lesquelles plongent des anodes, constituées par des plaques de fer tenues verticalement par des bandes de bois disposées au fond et sur les parois latérales des cuves, formant ainsi une suite de compartiments.

Les plaques de fer touchent tantôt le fond de la cuve, tantôt elles sont situées à près de 3 centimètres de ce fond, ce qui permet à la solution d'aurocyanure de potassium de passer de haut en bas d'un compartiment dans un autre.

Les cathodes sont formées par des feuilles de plomb, placées entre les plaques de fer ou anodes, et, pour faciliter le nettoyage, on a étayé ces cathodes à l'aide d'un châssis de bois, ce qui permet de les enlever pour recueillir l'or qui s'y trouve déposé.

Lorsqu'on pratique l'opération, on fait communiquer les cathodes et les anodes avec les pôles respectifs d'une dynamo.

Un courant, d'une force électromotrice de 4 volts et de 6 ampères par mètre carré, suffit pour amener la précipitation complète de l'or.

Pendant la précipitation de l'or sur les feuilles de plomb, les anodes en fer sont attaquées par le cyanure de potassium et il se forme du ferrocyanure de potassium qui, réagissant à son tour sur l'oxyde de fer formé, produit du bleu de Prusse.

La formation de ce bleu de Prusse permet de régénérer le cyanure de potassium en dissolvant le bleu de Prusse dans de la soude caustique, évaporant ensuite la dissolution et traitant le résidu par du carbonate de soude.

Cette régénération du cyanure de potassium paraît assez avantageuse dans le traitement des concentrés.

Le docteur Siemens avait bien essayé de faire des anodes en charbon, mais elles s'émiettèrent sous l'influence du courant ; c'est ce qui lui a fait employer le fer.

Les cathodes en plomb remplissent les quatre conditions, que signale M. A. de Germet, pour obtenir des résultats convenables :

1° Il faut que le précipité d'or puisse y adhérer ;

2° Que l'on puisse rouler le métal formant cathode, ce qui est le cas du plomb, que l'on emploie ici ;

3° Qu'il ne soit pas plus électro-positif que l'anode, afin d'empêcher le courant de retour de se produire, lorsqu'on interrompt le courant ;

4° Que le dépôt électrolytique soit facile à enlever.

Sur les cathodes en plomb, l'or se dépose en croûte adhérente, et on l'extrait de la façon suivante :

Une fois par mois, on soulève successivement les châssis supportant les lames de plomb et l'on procède ainsi à un

remplaçage immédiat des lames anciennes; de cette façon, l'opération, durant peu de temps, permet de continuer l'électrolyse de la solution d'aurocyanure de potassium.

Une fois que l'on a détaché les lames de plomb sur lesquelles se trouve déposé l'or, on le fond; on a ensuite un culot de plomb qu'on passe à la coupelle.

On obtient, de cette manière, de 2 à 12 0/0 d'or, et le prix de traitement de deux tonnes de tailings est de 3 fr. 25.

§ 2. PROCÉDÉ DESIGNOLLE

Le procédé Designolle, applicable à tous les minerais aurifères, a pour but l'amalgamation par le bichlorure de mercure et repose sur ce que : si l'on plonge une lame de fer dans du bichlorure de mercure, il ne se produit aucune action chimique ; mais, si on vient à la toucher avec une lame d'or, il se produit une décomposition du bichlorure de mercure en mercure, qui se porte sur la lame d'or et l'amalgame.

Il faut, avant de procéder à l'amalgamation résultant d'actions galvaniques, faire subir aux minerais aurifères des traitements préalables.

On concasse d'abord le minerai : après l'avoir broyé finement, on en fait une bouillie avec de l'eau.

On triture ensuite cette bouillie dans un tonneau de fonte ayant deux mètres de long, un mètre de diamètre et faisant dix tours à la minute autour d'un axe horizontal.

Après avoir introduit 500 kg. de bouillie du minerai, préparée comme on vient de l'indiquer, on place, dans l'in-

térieur du tonneau, une cinquantaine de kg. de boulets en fer, qui n'ont d'autre but que de faciliter l'écrasement du minerai lorsqu'on fera tourner le tonneau autour de son axe ; de cette façon, on obtient une pulpe en poudre inpalpable.

On laisse déposer le tout et l'on fait couler la pulpe, à l'aide d'un courant d'eau, par une ouverture ; quant aux matières terreuses et aux gangues, elles restent au fond du tonneau.

Au sortir du tonneau, on envoie la pulpe dans une cuve rectangulaire, munie d'un malaxeur, puis dans trois autres cuves dont la dernière sert de filtre.

Ces opérations préalables une fois faites, on peut passer à l'amalgamation.

Pour faire l'amalgamation par le procédé Designolle, on introduit le minerai, que l'on vient de travailler, dans un tonneau semblable à celui employé pour la trituration, et l'on traite à la fois 500 kg. environ de pulpes, puis l'on ajoute du chlorure de sodium, du bichlorure de mercure et des morceaux de fer.

Le sel marin et le chlore naissant, provenant du bichlorure de mercure, font une chloruration du minerai ; le mercure, mis en liberté, produit alors l'amalgamation de l'or ; on recueille cet amalgame, dans des malaxeurs, et on y ajoute de l'eau pour le rendre plus fluide.

Après avoir subi cette opération, l'amalgame est envoyé sur des plaques de cuivre amalgamées, disposées autour d'un axe vertical, de telle façon que les matières aillent l'une sur l'autre.

Ces plaques sont renfermées dans une armoire et l'on y envoie de l'eau ; à l'aide d'une raclette en caoutchouc, on enlève l'amalgame déposé sur les plaques.

Cet amalgame est ensuite filtré, puis concentré et distillé dans une cornue en fonte.

La méthode électrochimique de Designolle, comme on vient de le voir, se réduit à bien peu de chose : décomposition du bichlorure de mercure, grâce à la présence du fer, en chlore qui produit une chloruration du minerai, et en mercure qui se porte sur l'or qui y est contenu.

Pour les minerais pyriteux, arséniosulfurés, on est toujours ramené à un grillage préalable, ce dont on se dispense dans la plupart des procédés électrochimiques faisant usage d'une source électrique étrangère.

En un mot, la méthode de Designolle ne nous paraît avantageuse que dans un petit nombre de cas ; l'idée en est bonne, surtout si l'on se reporte à l'année 1880 où M. Designolle présentait son procédé qui devait, à cette époque, attirer l'attention des chimistes-métallurgistes sur la possibilité des traitements économiques des minerais aurifères rebelles.

§ 3. PROCÉDÉS ÉLECTROCHIMIQUES COMBINÉS AVEC L'AMALGAMATION

Procédé Barker. — Un des premiers procédés électrochimiques, combinés avec l'amalgamation, pour le traitement des minerais aurifères, en empruntant l'énergie électrique à une dynamo ou autre machine, est celui de Barker, datant de 1882.

L'appareil électrolytique de Barker se compose d'une espèce de plan incliné, en bois, contenant des cavités remplies de mercure et dans lesquelles se meuvent des agitateurs.

Les minerais aurifères broyés sont déposés sur le plan incliné, dans sa partie supérieure, puis on envoie un courant d'eau qui entraine les matières aurifères et les chasse dans des cavités contenant le mercure.

On se trouve, dans les cavités, en présence de deux couches de liquide formées,l'une par le mercure et l'autre par l'eau ; on y fait ensuite passer un courant électrique, en prenant le mercure comme cathode ; par conséquent, cette électrode communique avec le pôle négatif d'une source électrique. Quant à l'anode, elle est formée par une lame de cuivre plongeant dans la couche d'eau.

Lorsque le courant passe, il y a une agitation continuelle de l'eau, qui se produit à la surface du mercure, ce qui remue les matières aurifères.

L'amalgamation de l'or a lieu ; il faut avoir bien soin que l'anode de cuivre ne touche pas le mercure.

Barker a placé les bains de mercure à la file l'un de l'autre, au nombre de dix, qu'il a divisés en trois séries ; dans certains de ces bains tournent des agitateurs barbotant continuellement dans l'eau, en formant anode ; quant à la cathode, elle communique,ainsi que nous l'avons vu, avec le mercure.

On recueille l'amalgame formé et on le soumet à la distillation.

Procédé de la Hydrogen Company Limited. — Dans ce procédé, on a combiné l'amalgamation des minerais par voie électrochimique dans un appareil à grande surface et de faible hauteur,qui est construit de la façon suivante : une cuve en ébonite renferme un disque de métal ne touchant pas les parois latérales de la cuve, munie, en son centre, d'une trémie.

Le disque de métal est réuni à une barre de fer traversée par un axe vertical, permettant de l'animer de mouvements de rotation.

Sur le fond inférieur de la cuve est placé un robinet, et à 0 m. 025 de ce fond, se trouve un diaphragme en terre poreuse, telle que du ciment, ou du bois non résineux, séparant ainsi la cuve en deux compartiments. Ce diaphragme supporte une couche de mercure, de 0 m. 012 environ de hauteur. dans laquelle plonge une cathode ou

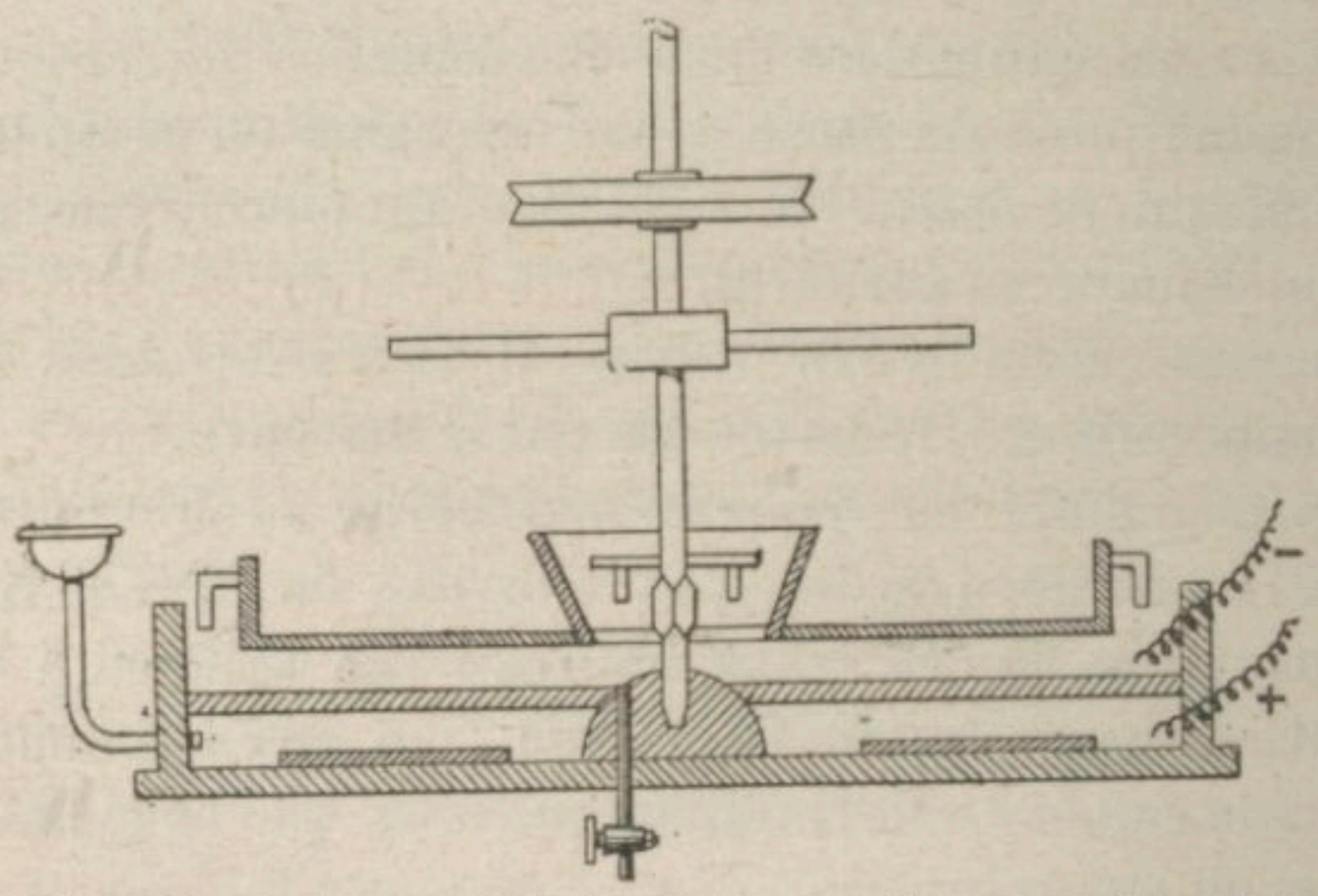


Fig. 19. — Appareil de la *Hydrogen Company Limited.*

électrode négative, en platine ou en charbon, que l'on relie au pôle d'une source électrique.

Enfin, dans le deuxième compartiment, sur le fond même de la cuve, on place des lames de plomb, formant anode, qu'on relie à l'autre pôle de la source électrique.

On a cherché à éviter la formation d'oxygène qui, en contact avec le mercure, donnerait de l'oxyde de mercure, empêchant, par suite, l'amalgamation de se pro-

duire,ce qui entrainerait alors de grandes pertes d'or et de mercure.

Pour cela, on place, dans le deuxième compartiment, un électrolyte convenable, tel que du sulfate de soude et, lorsqu'on fait passer le courant, l'oxygène produit transforme l'anode de plomb en peroxyde de plomb. Il se forme alors de l'hydrogène à la cathode de mercure, hydrogène qui a pour but d'empêcher le transport des molécules d'oxygène au sein même du mercure et, par suite, sa transformation en oxyde.

On s'est appliqué à rendre la résistance du circuit la plus faible possible, afin d'éviter les pertes d'électricité.

De plus pour éviter l'accumulation de l'oxygène sur la face inférieure du diaphragme, on lui a donné une légère pente.

Lorsqu'on veut traiter des minerais aurifères, après avoir soigneusement pulvérisé le minerai, on l'introduit dans la trémie placée au-dessus du disque de métal, tournant lentement sur le mercure et dans lequel on peut le faire plonger à volonté en augmentant ou diminuant la charge.

Des agitateurs, placés dans la trémie, animés par l'arbre central de mouvements de rotation, empêchent le minerai de se prendre en masse.

Ce minerai glisse ensuite sous ce disque et, par suite de la rotation et de la force centrifuge, est refoulé à l'extérieur où il décrit un mouvement en spirale.

Roulant, par conséquent, dans le mercure répandu sur une grande surface, sur le diaphragme poreux, le minerai subit un contact prolongé avec le mercure, durant dix à quinze secondes, ce qui le force à s'amalgamer.

Le liquide à électrolyser, tel que le sulfate de soude, est introduit dans le compartiment inférieur de la cuve, au moyen d'un conduit latéral; disons encore que deux agitateurs, tournant avec le disque, aident à rendre le contact plus intime et empêchent le minerai de se prendre en masse, dans le compartiment supérieur, comme dans la trémie.

Il résulte de l'électrolyse du sulfate de sodium une décomposition en sodium, qui se porte à la cathode et forme, avec le mercure, un amalgame de sodium.

Il en serait de même pour un carbonate alcalin :

$$Na^2Co^3 = Na^2 + CO^2 + O$$

M. Molloy a proposé, en 1892, d'introduire une solution d'aurocyanure de potassium ; de cette façon, il y a une décomposition de cet aurocyanure de potassium qui, grâce à la présence du sodium, permet de récupérer le cyanure alcalin :

$$Na + KAuCy^2 = Au + KCy + NaCy.$$

Comme on a pu le voir, le procédé Molloy, pratiqué en prenant comme électrolyte une solution de sulfate ou de carbonate alcalin, est un procédé avantageux : lorsqu'on ajoute la solution d'aurocyanure de potassium, il y a précipitation de l'or de sa dissolution par l'amalgame de sodium et l'or vient à son tour s'amalgamer.

Procédé Fischer et Weber. — Fischer et Weber font l'électrolyse de l'or, maintenu à l'état de chlorure, au contact du mercure; ils obtiennent, de cette façon, un amalgame d'or qu'ils électrolysent ensuite pour le condenser et éliminer, d'une façon définitive, les particules de corps étrangers qui pourraient encore s'y trouver.

On conduit ainsi la marche des opérations :

Après avoir broyé finement le minerai aurifère, on l'introduit dans une cuve, contenant 6 à 8 fois son volume d'eau, au centre de laquelle se trouve un agitateur à palettes de cuivre amalgamé, tournant autour d'un axe vertical ; un robinet, à la partie inférieure, permet de la vider.

Le mélange d'eau et de mercure une fois fait dans la

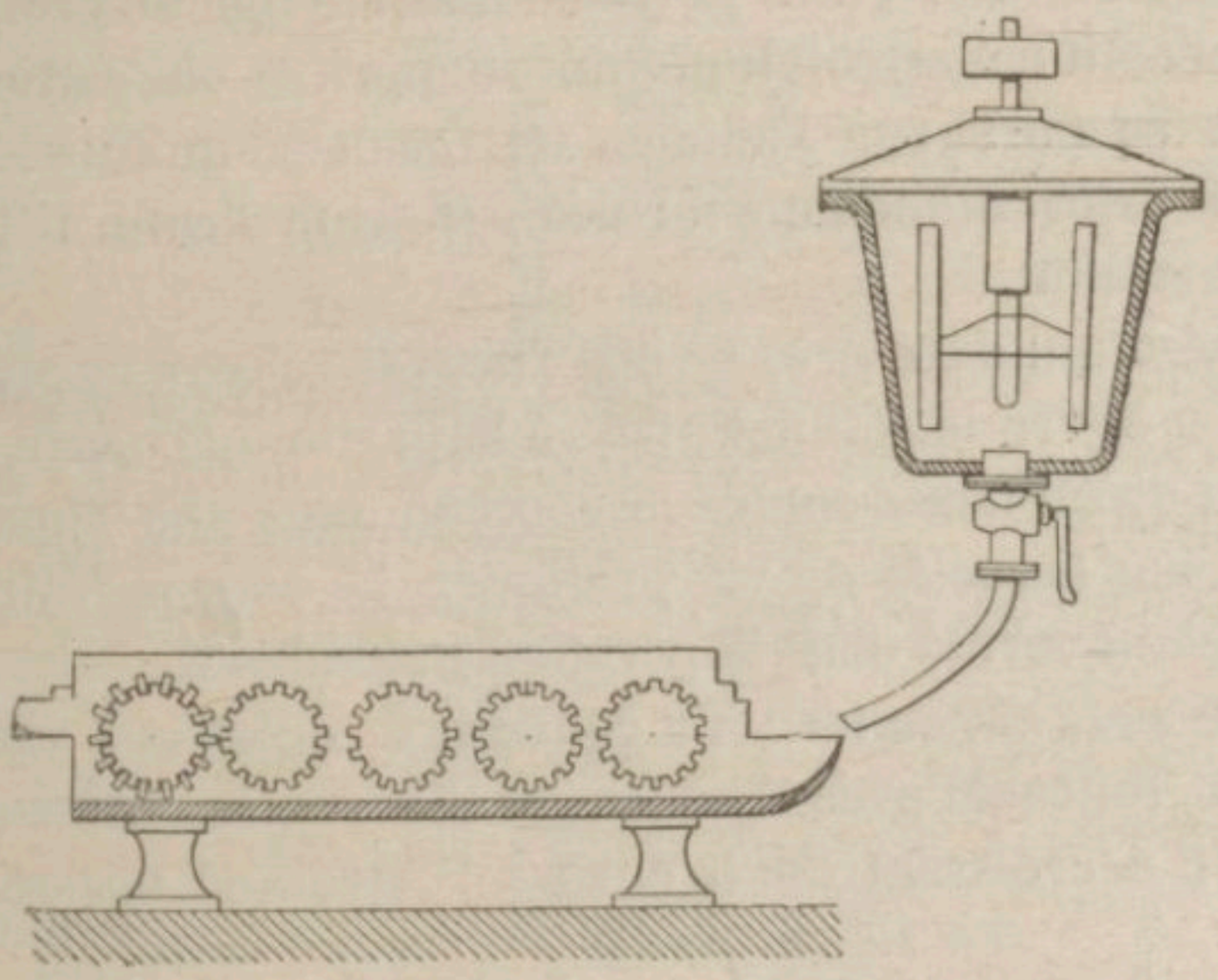


Fig. 20. — Appareil Fischer et Weber.

cuve, on envoie le courant en mettant en communication l'agitateur avec le pôle positif, et la paroi de la cuve avec le pôle négatif d'une source électrique.

On verse ensuite du mercure et du sel marin, seul ou avec du permanganate, pour faciliter l'action oxydante postérieure.

Lorsque la gangue contient un peu de carbonate de cal-

cium, MM. Fischer et Weber y ajoutent de l'acide chlorhydrique.

Au passage du courant, l'action électrolytique a lieu suivant le mode habituel : l'oxygène se porte sur l'anode et exerce son action oxydante, quant à l'hydrogène, il se porte sur la cathode.

Pour l'acide chlorhydrique, le chlore se porte sur l'anode et réagit sur l'or pour le transformer en chlorure d'or ; mais, l'action électrolytique décompose ce chlorure d'or, l'acide se porte sur l'anode, et l'or sur la cathode, et, comme cette cathode est formée par du mercure, il y aura amalgamation.

L'opération dure près de deux heures : c'est à ce moment que l'on ouvre le robinet placé à la partie inférieure de la cuve et qu'on laisse couler le contenu dans une auge spéciale, dans laquelle on va pratiquer la concentration de l'amalgame formé dans l'opération précédente.

Cette auge est en fer : elle contient 6 rouleaux à axes parallèles, tournant avec des vitesses différentes, vitesses qui vont en décroissant de la cuve à l'extrémité opposée de l'auge.

Le rouleau, qui se trouve à l'entrée, a une vitesse de 24 tours par minute : on l'excite positivement comme tous les autres; de plus, ces rouleaux sont en bois cannelé et portent une bande de cuivre roulée à chaque extrémité; sur ces bandes, sont fixées douze tiges de charbon, servant alors d'anodes, avec lesquelles le mercure est en communication.

Lorsque le courant passe, l'amalgame, provenant de la première cuve, se condense et les matières étrangères : graviers ou sables, qui auraient pu être entraînées, sont

éliminées; le dernier rouleau porte des plaques en caoutchouc touchant presque le fond de l'auge, destinées à amener ces parties stériles à l'orifice extérieur.

Procédé Atkins. — C'est en 1887 que M. Atkins construisit un appareil électrolytrique, combiné avec l'amalgamation, pour le traitement des minerais aurifères :

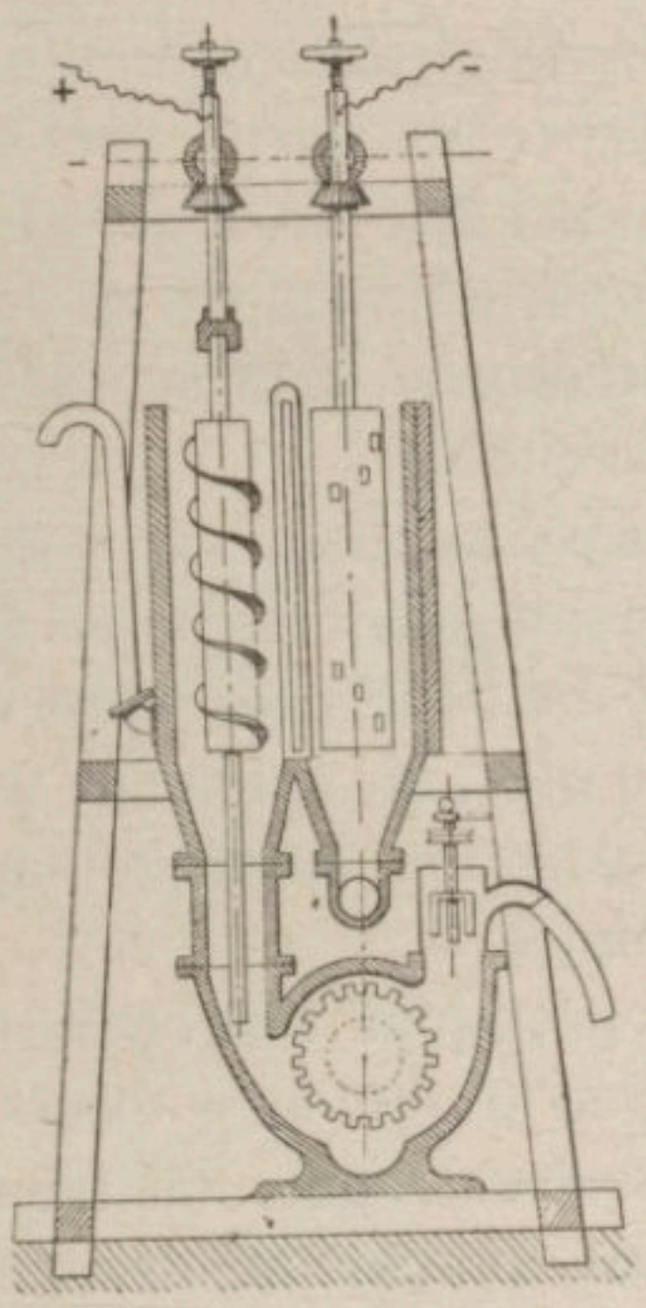


Fig. 21. — Appareil Atkins.

Cet appareil se compose de deux compartiments, séparés par une paroi poreuse en feutre; l'un communique avec le pôle positif d'une source électrique et reçoit le minerai auquel on veut faire subir le traitement. Dans l'autre, un arbre vertical en bois porte un pas de vis, formé de lames de matières conductrices de l'électri-

cité, mais insolubles dans les solutions à électrolyser ; ces lames sont généralement en charbon ou en plomb.

L'autre compartiment porte aussi un arbre vertical, autour duquel est fixé un cylindre en cuivre, ayant des ouvertures, afin d'obtenir la concentration de la masse liquide.

Les compartiments eux-mêmes sont revêtus intérieurement d'une enveloppe en gutta-percha ou en ébonite et l'extérieur est en terre.

L'appareil d'amalgamation communique avec le compartiment positif par sa partie inférieure et reçoit les particules de minerai qui ne sont pas entrées en solution ; il est formé par un cylindre en fonte, recouvert d'ardoises, et par un tambour, tournant autour d'un axe horizontal.

Tout le tour de ce tambour est sillonné de rainures : on remplit le vide qui se trouve entre lui et le cylindre, avec du mercure, dont l'admission est réglée par un régulateur spécial ; de plus, un agitateur, placé à l'entrée de l'appareil d'amalgamation, empêche l'agglomération de la gangue de se produire.

Lorsqu'on veut pratiquer une opération, on remplit les compartiments avec le liquide à électrolyser, que l'on a choisi comme dissolvant, puis on fait communiquer les deux arbres de ces compartiments, au moyen de bornes placées à la partie supérieure, avec les pôles respectifs d'une source électrique,

Ceci fait, on introduit le produit du minerai broyé dans le compartiment positif, où il tombe de haut en bas ; l'arbre étant animé d'un mouvement de rotation l'arrête dans sa chute, grâce à la vis cylindrique, et le minerai est maintenu en suspension.

Le contact avec le dissolvant se prolonge, et l'or contenu

dans le minerai peut se dissoudre aisément, ceci est un des avantages de l'appareil Atkins.

La dissolution aurifère passe ensuite à travers la paroi poreuse dans le compartiment à électrode négative ; l'or se dépose électrolytiquement sur le cylindre en cuivre, raclé par des lames en caoutchouc ; il tombe dans le fond du compartiment où on le recueille et on lui fait subir un traitement postérieur.

Quant aux particules du minerai qui n'ont pas été dissoutes dans le compartiment positif, elles viennent dans l'amalgamateur et la gangue s'en va.

A proprement parler, dans l'appareil Atkins on fait usage du mercure, indépendamment de l'action électrolytique, pour rattraper les particules d'or qui auraient pu y échapper.

L'appareil Atkins peut encore servir à l'affinage des matières aurifères, ce que nous examinerons dans la partie technologique.

TROISIÈME PARTIE

Technologie de l'Or

Nous croyons devoir ranger dans cette partie les traitements postérieurs de l'or, qui suivent sa sortie des usines à minerais.

Nous commencerons à parler de la distillation du mercure provenant de l'amalgame aurifère obtenu, en employant les différents procédés d'amalgamation ; puis de la fonte et de l'affinage de l'or.

Sans nous étendre sur les nombreux alliaegs qui ont été l'objet de diverses recherches, nous allons passer en revue ceux qui servent à la fabrication des bijoux, monnaies, médailles et soudures.

Après avoir dit quelques mots sur les fils, feuilles et poudres d'or, nous terminerons par les sels d'or employés dans l'industrie et les arts en indiquant leur mode de fabrication.

CHAPITRE I

DISTILLATION DE L'AMALGAME AURIFÈRE — FONTE ET AFFINAGE DE L'OR.

§ 1. — DISTILLATION DE L'AMALGAME AURIFÈRE

Au sortir des usines d'amalgamation, il s'agit de séparer l'or de son amalgame. Le principe sur lequel on se repose

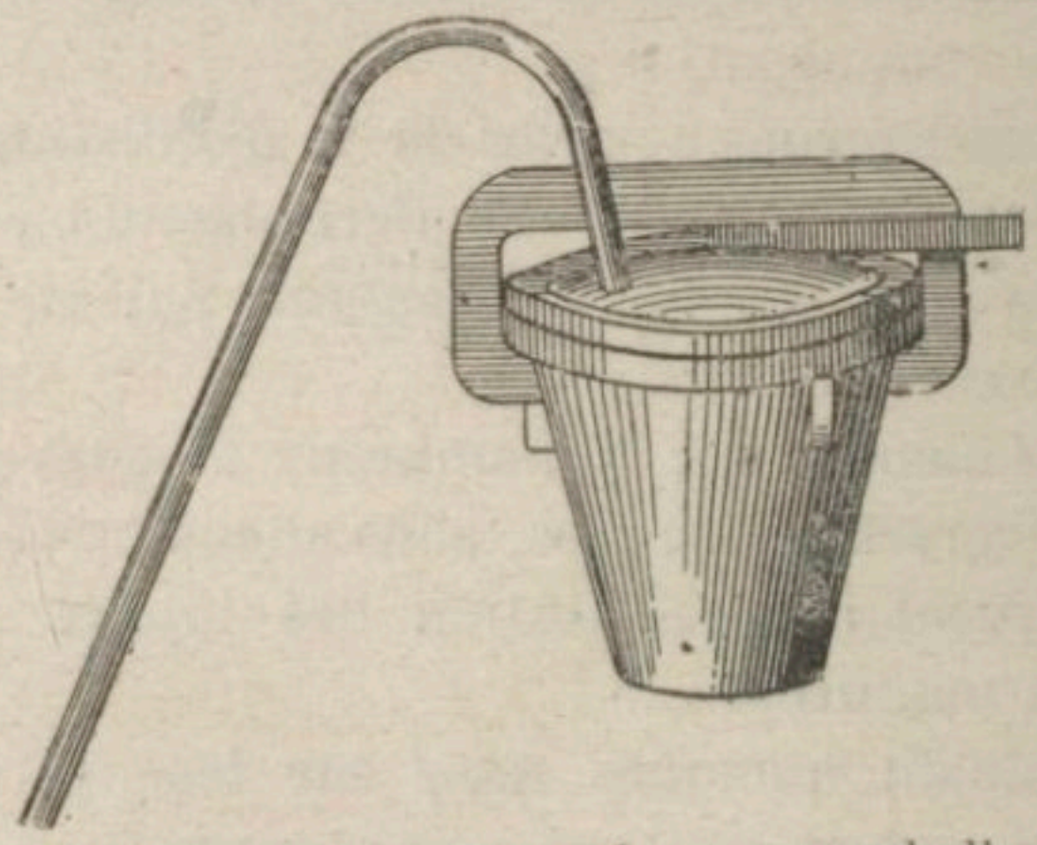


Fig. 25. — Appareil pour séparer le mercure de l'amalgame.

est la vaporisation facile du mercure ; on sait, en effet, que le mercure émet des vapeurs à toutes les températures et que son point d'ébullition, qui est de 250°, est très peu

élevé, surtout si on le compare au point de fusion de l'or. qui est de 1250 degrés.

Donc, une simple distillation suffira pour séparer l'or du mercure. L'amalgame, après avoir été placé dans une peau de chamois pour enlever par filtration le mercure en excès, sera cassé en petits morceaux et introduit dans une cornue dont les dispositions varient suivant les usines.

Quelquefois, on recouvre le col de la cornue par un linge mouillé, plongeant dans une terrine d'eau ; l'eau froide coulant continuellement le long du col de la cornue refroidit les vapeurs de mercure qui y arrivent et. par suite, produit la condensation du mercure qu'on recueille dans la cuve à eau.

Nous recommanderons de ne jamais faire plonger le col de la cornue dans l'eau, ce qu'on voit faire quelquefois dans des exploitations mal dirigées ; en procédant ainsi, on a le plus souvent absorption d'eau par suite d'un refroidissement quelconque, ce qui provoque des explosions.

Une disposition souvent employée consiste à munir le col de la cornue d'un réfrigérant de Liebig, dans lequel circule de l'eau froide, renouvelée d'une façon continuelle, et qui amène la condensation des vapeurs mercurielles.

Comme dans le cas précédent, l'or reste dans la cornue et il ne s'agit plus que de l'en retirer.

Très souvent, on recueille le mercure dans un sac de caoutchouc plongeant dans de l'eau ; tant qu'il reste du mercure dans la cornue, il y a production de vapeurs mercurielles et, par suite, dilatation de la poire en caoutchouc ; lorsque l'opération est terminée, il y a, au contraire, une contraction intérieure et, par suite, aplatissement du sac en caoutchouc, à cause de cette diminution de pression. L'or, restant dans la cornue, est alors enlevé facilement.

L'amalgame aurifère est souvent rendu impur par des métaux étrangers, parfois du plomb; il est bon de lui faire subir une purification préalable,avant de le distiller.

Pour cela, on le triture avec du mercure et les métaux étrangers arrivent à la surface ; on sépare ensuite l'excès de mercure en filtrant le tout dans une toile et dans une peau de chamois ; puis, on fait subir à l'amalgame restant, ainsi débarrassé d'une grande partie des métaux étrangers, un traitement à l'eau acidulée par 1/3 d'acide sulfurique ; le plomb, qui y était contenu, en est alors séparé à l'état de sulfate de plomb.

A chaud, on aurait :

$$Pb + 2SO^4H^2 = SO^4Pb + SO^2 + 2H^2O$$

On lave ensuite l'amalgame à grande eau et l'on fait surtout subir cette purification préalable aux amalgames provenant du traitement des alluvions qui contiennent très souvent du plomb.

Lorsqu'on fait la distillation de l'amalgame, il faut avoir soin de luter le couvercle de la cornue et de la recouvrir intérieurement avec de l'argile, ou une matière analogue, afin d'empêcher l'adhérence de l'or après les parois.

Les cornues sont, dans certaines usines, disposées en batterie dans un four en maçonnerie et l'on distille à la fois de 300 à 500 kilogrammes, ce qui demande 5 heures environ.

Une bonne méthode pour distiller le mercure est d'opérer avec de la vapeur d'eau surchauffée ; mais, la plupart du temps, les distillations de l'amalgame aurifère sont très mal faites, surtout dans les petites usines, d'où il s'ensuit de grandes pertes de mercure.

§ 2 — FONTE DE L'OR

La fonte de l'or se fait le plus généralement dans des creusets de graphite, en additionnant l'or de fondants divers : borax et salpêtre, borax, salpêtre et spath fluor.

A la fonderie russe d'Irkoustk, l'or est fondu avec un mélange de borax et de salpêtre, dans des creusets d'une trentaine de livres; il faut compter 1 heure 1/2 pour que la fusion soit complète. C'est alors qu'on retire le creuset du feu pour couler la masse en fusion dans des creusets qu'on plonge dans l'eau pour activer le refroidissement ; on obtient ainsi des culots métalliques.

Au Transvaal, dans certaines usines, on emploie, pour amener la fusion de l'or précipité, un mélange de carbonate de soude, borax, et spath fluor, dans les proportions suivantes :

Précipité aurifère	820
Carbonate de soude . . .	85
Borax	55
Spath fluor	40
	1000

Dans les usines où on se sert du procédé Mac Arthur et Forrest, on traite, de la façon suivante, les boues aurifères contenant beaucoup d'impuretés, en grande partie du zinc provenant de l'usage qu'on en a fait dans la précipitation.

On commence par faire sécher les boues aurifères dans des récipients en fer émaillé qu'on porte sur le feu ; ceci fait, on introduit le contenu dans des creusets de plombagine, en ajoutant du sable, du borax et du bicarbonate de soude et l'on fait fondre doucement le tout ; si l'on ne prend pas de grandes précautions, il y a des pertes d'or dues à la

formation de grandes quantités d'oxyde de zinc, qui entraine le métal précieux.

Nous n'avons fait que citer quelques mélanges ou fondants, employés pour la fonte directe de l'or, extrait du minerai aurifère.

Dans ces différents procédés, on a obtenu des culots métalliques qui sont refondus ensuite et coulés dans des lingotières ; une fois la masse métallique refroidie, on essaie les lingots afin d'en déterminer le titre ; car, ces lingots ne donnent que de l'or à des titres variables : 650, 700, 750 millièmes, etc.

Pour avoir de l'or pur, c'est-à-dire au titre 1000, il faudra faire subir à ces lingots ce que nous appellerons l'affinage que nous allons voir plus loin.

Supposons maintenant que nous ayons de l'or à 1000, résultant des opérations postérieures de l'affinage et que nous voulions faire un alliage d'or et de cuivre à un titre déterminé.

Proposons-nous de fabriquer un alliage d'or et de cuivre au titre 750 c'est-à-dire renfermant 750 d'or fin et 250 de cuivre.

Supposons, de plus, que nous voulions fabriquer 400 grammes de cet alliage ; pour y arriver nous procéderons de la façon suivante :

On prendra 300 grammes d'or fin et 100 grammes de cuivre pur, ce qui donnera bien un alliage dans les proportions de 3 d'or pour 1 cuivre c'est-à-dire un alliage au titre 750 ; mais, on a soin d'ajouter 4 grammes de plus pour la perte que subira l'alliage.

Ceci fait, on mélange intimement du borax et de l'azotate de potasse dans les proportions suivantes :

400 borax ;
100 azotate de potasse.

On obtient ainsi un fondant qu'on ajoutera lorsqu'on procédera à la fonte de l'alliage ; pour cela, on commence par mélanger convenablement :

80 parties de fondant ;
20 — du mélange or-cuivre.

Ensuite, on introduit le tout dans un creuset par couches successives de fondant et de mélange or et cuivre, en commençant par une couche de fondant à la partie inférieure du creuset.

Ce creuset doit être pris assez grand pour que la masse, étant amenée en fusion, occupe à peu près la moitié du creuset.

On place le creuset sur un fromage et on met par-dessus un couvercle pour empêcher que le charbon ne tombe dans l'intérieur.

On commence par chauffer doucement le tout dans un fourneau afin d'éviter la rupture du creuset et, lorsqu'il est assez chauffé, on donne un coup de feu qui dure une vingtaine de minutes.

Soulevant ensuite le couvercle du creuset on y introduit une spatule en terre réfractaire qu'on a pris la peine de chauffer au préalable afin qu'elle ne casse pas par suite d'une élévation trop brusque de température ; puis, on remue pendant quelques instants la masse en fusion afin de la rendre bien homogène.

Recouvrant ensuite le creuset avec son couvercle, on chauffe encore une vingtaine de minutes, puis on le retire du feu lorsque la fusion est calme et on coule la masse en

fusion dans une lingotière dont on a badigeonné l'intérieur avec de l'huile de lin et du blanc d'Espagne.

On termine cette opération en jetant le lingot dans l'eau pour en activer le refroidissement.

Il est nécessaire de refondre le lingot obtenu ; mais, auparavant, il faut s'assurer que le lingot est bien au titre voulu ; on peut procéder de deux façons: ou bien en pesant le lingot et voir s'il pèse bien 4 grammes de plus, c'est-à-dire 404 grammes ; dans ce cas, comme ces 4 grammes sont dûs au cuivre qu'on avait ajouté en prévoyant des pertes de cuivre possibles dans la fonte de l'alliage, il faudra ajouter de l'or fin en quantité suffisante pour le ramener au titre de 750.

Généralement, on ne retrouve pas les 4 grammes exactement ; on trouve, en pesant le lingot, un poids $400 + x$. Comme x est le poids du cuivre en excès dans l'alliage, il faudra ajouter un poids égal à x 3/4 ; autrement dit, il faudra ajouter pour la refonte du lingot les 3/4 du poids du cuivre en excès.

Si le poids du lingot était inférieur à 400 grammes, c'est qu'il y aurait, par conséquent, plus de 4 grammes de perte de cuivre dans le déchet de la fonte ; et si je suppose qu'on ait trouvé pour le poid du lingot $400 - x'$ il faudra ajouter dans la refonte du lingot une quantité x' de cuivre.

2° On peut déterminer le titre de l'alliage en faissant l'essai du lingot et en ajoutant, comme dans le cas précédent, la quantité d'or ou de cuivre nécessaire pour le ramener au titre voulu 750.

Connaissant maintenant le titre du lingot, on peut procéder à la refonte ; pour cela, on introduit, dans un creuset, le lingot coupé en petits morceaux avec l'or ou le

cuivre qu'on doit y ajouter ; comme dans la première fonte, on disposera la matière par couches successives, en remplaçant le fondant de borax et d'azotate de potasse par du borax seul.

L'opération de la refonte se pratiquera de la même façon et on coulera l'alliage en fusion dans une lingotière comme on l'a fait tout à l'heure ; on obtiendra ainsi un lingot d'or et de cuivre qu'on essaiera.

Nous avons décrit la fonte d'un alliage or-cuivre au titre de 750, qui est celui des bijoux ; nous aurions fait de même s'il s'était agi de descendre l'or pur à tout autre titre.

§ 3. — AFFINAGE

Comme on l'a vu, l'or obtenu par les différents procédés métallurgiques n'est jamais pur ; il contient des métaux étrangers, tels que de l'argent, du fer, du cuivre, etc. ; il s'agit de le purifier, c'est à-dire d'effectuer la séparation complète de ces différents métaux, ce qui constitue l'opération de l'affinage.

Cet affinage est absolument nécessaire pour éliminer aussi certains métaux qui se trouvent quelquefois en quantités excessivement petites, et qui cependant modifient considérablement les propriétés physiques de l'alliage.

L'affinage des métaux est connu depuis fort longtemps ; il a été l'objet de nombreuses recherches, et on a tâché d'en diminuer de plus en plus le prix de revient, qui était fort élevé dans les anciens procédés.

Les différentes méthodes d'affinage des métaux précieux peuvent se ranger en trois catégories :

1° Procédés par voie sèche ;

2° Procédés par voie humide ;

3° Procédés électrochimiques.

Les procédés les plus anciens sont ceux par voie sèche, parmi lesquels il faut citer : l'affinage par le soufre seul, ou mélangé avec des métaux tels que le fer, le plomb. En combinaison sulfurée avec l'antimoine, il a donné le procédé au sulfure d'antimoine qui, a été très employé ; le procédé de Miller au chlore, en usage surtout en Australie, présente de grands avantages.

Peu à peu, les procédés par voie humide ont remplacé ceux par voie sèche ; d'abord, celui qui fut employé un des premiers est celui par lequel on effectue le départ de l'argent à l'aide de l'acide azotique ; l'eau régale est aussi une méthode commode, mais on peut dire que les procédés par voie humide sont actuellement représentés par le procédé à l'acide sulfurique.

Bien plus récentes sont les méthodes d'affinage des métaux précieux par voie électrochimique ; elles ne remontent guère qu'à une quinzaine d'années.

AFFINAGE PAR VOIE SÈCHE

Un des procédés d'affinage par voie sèche le plus employé est le procédé d'affinage par le chlore, qui est en usage dans différents Hôtels des Monnaies ; ainsi à Londres, les lingots d'or sont affinés par ce procédé.

On le trouve encore fort en usage à Sydney et à Melbourne.

L'affinage de l'or se fait encore avec le soufre et différents composés du soufre ; en employant le procédé par

cémentation, l'argent est séparé de l'or par transformation en chlorure d'argent par le sel marin.

Affinage par le chlore. — Le procédé d'affinage par le chlore est un des meilleurs qui soit employé dans la séparation des métaux précieux ; il repose sur ce qu'on peut séparer par fusion l'or contenu dans un alliage d'or et d'argent, en envoyant un courant de chlore qui transforme l'argent à l'état de chlorure d'argent.

Il reste, à la fin de l'opération, de l'or fin contenant jusqu'à 9 0/0 d'argent, un peu de cuivre, puis du chlorure d'argent contenant près de 15 0/0 d'or ; aussi, après avoir fait passer le courant de chlore, faudra-t-il effectuer une purification complète.

Voici comment l'on procède : dans un creuset, plongé préalablement dans du borax pour le rendre imperméable à l'or, on introduit la masse aurifère à affiner ; ceci fait, on place ce premier creuset dans un second creuset en plombagine, afin de pouvoir recueillir le métal précieux qui pourrait s'échapper par suite d'un accident.

On place le tout dans un four chauffé au coke et l'on fait arriver un courant de chlore par une ouverture située dans le couvercle du creuset ; quant au chlore en excès, il s'échappera par une autre ouverture, qui y est pratiquée.

Quant le métal est en fusion, on ajoute du borax : de cette façon, il se formera une couche, à la partie supérieure du creuset, qui préservera l'argent de la volatilisation.

L'arsenic et l'antimoine, contenus dans l'alliage, sont transformés en chlorures volatils qui s'en vont :

$$As^2 + Sb^2 + 6Cl = As^2Cl^3 + Sb^2Cl^3$$

quant à l'argent, il passe à l'état de chlorure d'argent et l'or reste à l'état métallique; car, la température de dissociation du chlorure d'or qui peut se former est bien inférieure au point de fusion de ce métal :

$$Ag + Au + Cl = AgCl + Au.$$

Quand toute la masse en fusion a été ainsi chlorurée, il n'y a plus absorption de chlore et la fin de l'opération est indiquée par son dégagement à l'ouverture du couvercle du creuset, ce qui dure environ 1 h. 1/2 pour arriver au terme de la réaction.

On laisse refroidir ensuite le creuset : l'or se solidifie à la partie inférieure, et l'on décante le chlorure d'argent qu'on arrive ainsi à séparer de l'argent ; mais, nous avons vu que ni l'or, ni le chlorure d'argent ainsi obtenus n'étaient purs ; aussi, faut-il les purifier.

Pour cela, on commence par fondre avec du flux l'or qui peut contenir jusqu'à près de 10 0/0 d'argent. Quant au chlorure d'argent, on le purifie en le fondant avec du carbonate de soude ; on obtient ainsi de l'argent métallique renfermant l'or qu'on trouve au fond du creuset ; puis, à la partie supérieure. du chlorure d'argent et du chlorure de sodium.

Ce chlorure d'argent est ensuite réduit à l'état métallique au moyen de barres de fer et d'acide sulfurique.

Wagner a cherché à remplacer le courant de chlore par du brome ; mais, jusqu'à présent, cette substitution du brome au chlore est peu en usage.

Affinage par le soufre. — L'affinage par le soufre se fait surtout en vue de l'inquartation ; il a pour but de séparer l'or des métaux étrangers de la façon suivante :

On fait un mélange de 6 parties de la matière auro-argentifère à affiner avec 1 partie de fleur de soufre et l'on introduit le tout dans un creuset de graphite ; on recouvre le mélange avec du charbon en poudre et on chauffe, pendant 2 heures 1/2,puis on termine l'opération par un coup de feu de façon à amener la masse en fusion.

Il y a formation de sulfure d'argent et l'on fait subir ensuite l'affinage par inquartation ; c'est ce que nous examinerons tout à l'heure.

Affinage par le soufre et la litharge.— Lorsque l'alliage contient très peu d'or, on ajoute de la litharge au soufre.

Le sulfure d'argent,formé pendant l'opération,subit ensuite une désulfuration,grâce à la présence de la litharge qui, par son pouvoir oxydant, transforme la soude en acide sulfureux qui se dégage :

$$AgS + 2PbO = 2Pb + Ag + SO^2.$$

Il se forme un culot d'or et d'argent ; quant aux sulfures et au plomb, on les élimine en enlevant les scories qui se produisent ; mais, il y a, en même temps, un grand nombre de corps dont la formation vient compliquer la méthode.

Parfois, pour désulfurer l'argent, on ajoute du fer au soufre ; dans ces conditions, la réaction a lieu :

$$Fe + AgS = FeS + Ag.$$

On obtient de l'argent métallique par transformation du fer en sulfure ; ceci fait, on ajoute alors de la litharge pour continuer la désulfuration.

Affinage par le sulfure d'antimoine. — Lorsque l'alliage aurifère renferme au moins 50 0/0 de métaux précieux, on peut employer ce procédé d'affinage au sulfure d'antimoine.

Ce procédé consiste à fondre 1 partie de l'alliage aurifère à affiner avec 2 parties de sulfure d'antimoine ; il se forme du sulfure d'argent, et de l'antimoine à l'état métallique :

$$3Ag + Sb^2S^3 = 3AgS + Sb^2.$$

On coule le tout dans une lingotière, puis on laisse refroidir la masse métallique en fusion ; on obtient, dans le fond, un alliage d'or et d'antimoine, et, dans la partie supérieure, un mélange d'antimoine, de sulfure d'argent et de sulfure de cuivre, s'il y a du cuivre dans l'alliage à affiner.

La séparation des deux couches étant bien marquée, on enlève la couche inférieure d'antimoine aurifère et on la fond dans un creuset.

Nous sommes maintenant en présence d'un alliage d'or et d'antimoine dont on peut facilement séparer l'antimoine par oxydation.

On portera l'alliage d'antimoine aurifère au moufle : en faisant arriver de l'air, il y aura oxydation de l'antimoine et transformation en acide antimonieux, qui s'en ira :

$$Au + 2Sb + O^3 = Sb^2O^3 + Au.$$

Il restera l'or auquel on fera subir une purification par fonte avec du borax, du salpêtre et de la silice.

Affinage par cémentation.— Pour affiner par cémentation des matières aurifères, on chauffe ces matières dans un creuset avec un mélange de : 1 partie de sel marin et 4 parties de briques pilées ; au bout de quelque temps, on ajoute 1 partie de sel marin.

Chauffant ensuite le tout, pendant 24 heures environ, on obtient finalement du chlorure d'argent et des petits grains d'or.

Le chlorure d'argent se forme,grâce à la présence du sel marin qui dégage du chlore de sa combinaison,en ajoutant du sulfate de fer au mélange :

$$SO^4Fe + NaCl = SO^4Na^2 + Fe + Cl.$$

On traite ensuite le produit de l'opération par de l'eau qu'on fait bouillir ; on obtient ainsi des petits grains d'or et il reste le chlorure d'argent auquel on fait subir un nouveau traitement.

Ce traitement consiste à ajouter un nouveau mélange de sel marin, de sulfate de fer et de briques pilées, puis de l'eau et du mercure ; on parvient ainsi à produire un amalgame argentifère duquel on extrait l'argent par distillation du mercure.

Affinage des cuivres aurifères. — M. Manhès, en 1891, a employé un procédé ayant pour but de séparer l'or des cuivres aurifères ; pour cela, il fait usage de réactions analogues à celles qui se produisent dans la coupellation, lorsqu'on procède à l'affinage des plombs argentifères.

Il y a,par conséquent,oxydation du cuivre, et les métaux précieux ne changent pas ; l'opération se fait dans un four à réverbère en ayant soin que la sole du four ne renferme

pas de silice et qu'elle soit à parois basiques, telles que de la chaux, de la magnésie ou de la dolomie.

Cette remarque est importante, car, lorsqu'il y a oxydation du cuivre, il y a en même temps oxydation partielle de l'argent; mais, à cause de la présence des matières basiques, l'oxyde d'argent ne peut former aucune combinaison. Cet oxyde d'argent, à mesure qu'il se forme, est alors réduit par la chaleur, et le cuivre à l'état métallique :

$$Ag^2O + Cu = CuO + 2Ag.$$

S'il y avait des matières siliceuses sur la sole du four, il y aurait formation de silicates qui échapperaient aux réactions et l'argent serait en partie entraîné avec l'oxyde de cuivre, ce qui occasionnerait de grandes pertes de ce métal.

Pour faciliter la fusion des matières cuivreuses auro-argentifères, il est quelquefois bon d'ajouter des flux alcalins tels que du borax, du sulfate de potasse ou de soude.

AFFINAGE PAR VOIE HUMIDE

L'affinage par voie humide se fait surtout par l'acide sulfurique, l'acide nitrique et l'eau régale.

Avec l'acide sulfurique, l'affinage des alliages aurifères réussit très bien, surtout quand les alliages ne contiennent pas beaucoup d'or ; on a l'habitude d'affiner avec ce procédé des alliages ne contenant pas plus de 20 0/0 d'or.

Le procédé d'affinage par l'acide sulfurique, qui est très employé à Paris, est beaucoup plus économique que celui par l'acide azotique et l'eau régale.

Un procédé récent, dû à M. Dodé, en 1889, est une modification légère du procédé proposé par Sage,en 1802.

Sage proposait, en effet, d'affiner les alliages en les attaquant par l'eau régale, puis d'en précipiter l'or par l'éther.

Commençons par décrire le procédé à l'acide nitrique, qui est le plus ancien.

Affinage par l'acide nitrique. — Le procédé d'affinage par l'acide nitrique, qui fut employé en 1780 à la cour des Monnaies de France, repose sur le principe suivant :

Lorsqu'on traite un alliage d'or, d'argent et de cuivre par de l'acide nitrique, il y a attaque du cuivre et de l'argent pour les transformer en nitrates solubles, et l'or reste inattaqué, pourvu que ces différents métaux soient en proportions convenable dans l'alliage à affiner.

C'est justement sur ce principe qu'on se fonde pour procéder à l'opération du départ dans les essais d'or, que nous examinerons plus tard.

L'argent et le cuivre, qui sont attaqués lorsqu'on fait agir sur eux de l'acide nitrique,qui les transforme en azotates solubles, ne le sont plus que dans certaines conditions, lorsqu'ils sont alliés à l'or ; il faut, pour cela, que l'argent soit en quantité suffisante. Un alliage contenant 75 0/0 d'argent convient très bien pour être affiné par l'acide nitrique.

On voit donc que,lorsqu'on sera en présence d'un alliage et qu'on voudra lui faire subir l'affinage par l'acide nitrique, il faudra commencer par l'essayer,afin d'en connaître le titre approximatif ; ceci fait, on ajoutera la quantité

d'argent nécessaire pour que l'alliage renferme ensuite une quantité d'argent égale à 75 0/0 du poids d'or contenu; c'est cette opération qu'on appelle inquartation.

Ceci fait, voici comment on procède dans la pratique:

L'alliage, une fois apprêté pour subir l'affinage, on l'introduit dans des cornues, après l'avoir granulé, puis on ajoute l'acide nitrique et l'on chauffe; l'argent est transformé en azotate soluble et l'or reste à l'état insoluble, sous forme de poudre qu'on recueille :

$$3AuAg + 4AzO^3H = 3AzO^3Ag + AzO + 2H^2O + 3Au.$$

Cette poudre d'or est soigneusement lavée à l'eau distillée, puis râclée et fondue dans un creuset avec du salpêtre et du borax.

Reste l'argent qui est en solution sous forme d'azotate; plusieurs moyens ont été employés pour l'en extraire; on peut distiller la solution d'azotate d'argent jusqu'à complète dessiccation, puis fondre le résidu ainsi obtenu; mais, il est préférable de précipiter l'argent, à l'état métallique. par des lames de cuivre :

$$2AzO^3Ag + Cu = (AzO^3)^2Cu + Ag^2.$$

On constate, en effet, qu'en plaçant dans une solution d'azotate d'argent des lames de cuivre, il se dépose sur ces lames une poudre grisâtre qu'on nomme chaux d'argent; c'est l'argent métallique qu'il faut recueillir et fondre.

Avant de fondre cette chaux d'argent, on commence par la laver à grande eau pour la débarrasser complètement de l'azotate de cuivre qui pourrait rester à sa surface, et on s'assure que le lavage est terminé, lorsque les dernières eaux qui en proviennent ne donnent plus de coloration bleue

avec l'ammoniaque, ce qui indiquerait la présence du cuivre.

Il faut s'assurer de même que l'azotate de cuivre soluble ne contient pas d'argent, ce qu'on vérifie facilement par une goutte d'une solution de chlorure de sodium qui ne doit pas donner de précipité blanc.

Affinage par l'eau régale. — Cette méthode repose sur ce que, lorsqu'on attaque un alliage auro-argentifère par de l'eau régale, l'or est transformé en chlorure soluble, tandis que l'argent se précipite à l'état de chlorure.

Voici comment on opère : dans un récipient en terre ou en fonte, on introduit l'alliage à affiner et l'on y verse ensuite de l'eau régale, formée de 4 parties d'acide chlorhydrique et de 1 partie d'acide nitrique ; l'or est transformé en trichlorure $AuCl^3$, qui reste en solution, et l'argent est recueilli sous forme de chlorure d'argent :

$$AuAg + 4HCl + 2AzO^3H = AuCl^3 + 3H^2O + Az^2O^3 + AgCl.$$

Le chlorure d'argent est lavé soigneusement ; puis, après l'avoir fait sécher on le fond avec du carbonate de soude pour le réduire à l'état métallique.

Reste l'or qui est en solution sous forme de trichlorure et qu'on peut précipiter de sa combinaison à l'aide d'une solution d'un corps réducteur tel que l'acide oxalique ou le sulfate ferreux ; dans ce cas, on a les réactions suivantes :

Avec l'acide oxalique :

$$2\,AuCl^3 + 3\,\begin{matrix}COOH\\|\\COOH\end{matrix} = 6HCl + 6CO^2 + 2Au.$$

Avec le sulfate ferreux :

$$2AuCl^3 + 6So^4Fe = 2[(SO^4)^3Fe^2] + Fe^2Cl^6 + 2Au.$$

Certains affineurs aiment mieux faire l'attaque de l'alliage par un mélange d'azotate de potasse, de chlorure de sodium et d'acide sulfurique, ce qui revient au même point de vue théorique, car c'est faire de toutes pièces de l'eau régale.

Affinage par le procédé Dodé. — Supposons que nous ayons un alliage or, platine, argent, étain, cuivre, M. Dodé effectue la séparation de ces métaux de la façon suivante:

On attaque d'abord l'alliage par l'eau régale, afin de l'amener en solution; ceci fait, on évapore la moitié des acides, puis on ajoute à la masse trois fois le poids des acides employés et l'on étend le tout avec de l'eau distillée.

On verse, comme le faisait Sage, en 1780, de l'éther sulfurique; M. Dodé emploie 300 grammes par 1000 grammes de métal traité.

Après avoir bien remué le mélange, l'éther remonte à la surface en s'emparant de l'or; on surveille la marche de l'opération par la coloration jaune de l'éther qui augmente progressivement.

Cette opération se fait généralement dans des récipients, munis de robinets, au moyen desquels on enlève la couche inférieure de liquide, débarrassée de l'or, qui est alors déversée dans un autre récipient semblable où l'on va se débarrasser du platine; mais, auparavant, il est bon de s'assurer que, dans la dissolution écoulée, il ne reste plus d'argent, bien que l'on enlève généralement presque tout à l'état de chlorure d'argent, qui se précipite, lorsqu'on fait l'attaque de l'alliage par l'eau régale.

Pour s'assurer qu'il n'y a plus d'argent, on opère selon la réaction classique en ajoutant une solution de sel marin qui ne doit pas donner de précipité blanc ; s'il y avait formation de précipité de chlorure d'argent, on verserait la solution salée jusqu'à ce qu'on ne voie plus se former de précipité.

Ainsi débarrassé complètement de l'argent et l'or ayant été enlevé par l'éther sulfurique, il faut éliminer le platine ; pour cela,on traite la solution ne contenant plus que le platine, l'étain et le cuivre, par de l'essence de lavande, de térébenthine ou de thym et l'on opère, comme tout à l'heure, dans un récipient semblable, muni de robinets.

Comme pour l'or, la proportion d'essence de lavande ou de térébenthine à ajouter est de trois fois celle du métal traité ; on agite jusqu'à ce que l'essence, qui s'empare du platine, se colore en brun foncé ; à ce moment, on arrête l'opération et l'essence remonte à la surface de la masse liquide dont on décante la couche inférieure en ouvrant un des robinets du récipient.

Restent dans la solution déversée l'étain et le cuivre ; M. Dodé précipite l'étain de cette solution au moyen de l'ammoniaque et il ne reste plus que le cuivre que l'on peut précipiter facilement de sa solution.

Maintenant nous sommes en présence de deux solutions: l'une aurifère ; l'autre platinifère, dont il s'agit d'extraire les métaux précieux. Rien de plus facile. Une simple distillation des produits volatils:éther, essence de lavande,essence de térébenthine suffit pour en extraire les métaux précieux qui restent dans la cornue.

Sage a constaté que,lorsqu'on effectue la précipitation de l'or de sa solution d'eau régale au moyen de l'éther sulfu-

rique, l'eau régale est décolorée et, au bout de quelques mois, si on laisse reposer ainsi les solutions superposées d'eau régale et d'éther, l'or se précipite de sa solution éthérée sous forme de cristaux en dendrites et, chose curieuse, cet or, qui se trouve maintenant dans l'eau régale, n'est plus attaqué par elle.

AFFINAGE PAR L'ACIDE SULFURIQUE. — Ce dernier procédé d'affinage par l'acide sulfurique est le plus employé, en France, à cause de l'économie qu'il a apportée dans la séparation des métaux précieux; c'est, du reste, ce procédé qui est employé à l'Hôtel des Monnaies de Paris.

Il repose sur le principe suivant: si l'on attaque un alliage d'or et d'argent par de l'acide sulfurique, l'argent est attaqué et transformé en sulfate soluble tandis que l'or reste inattaqué. Cette méthode d'affinage convient surtout aux alliages d'or et d'argent ne renfermant pas plus de 80 0/0 d'or et 10 0/0 de cuivre; donc, lorsqu'on sera en présence d'un alliage d'or et d'argent à affiner, on commencera par en faire l'analyse, puis on ajoutera la quantité de métaux nécessaires pour l'amener au titre convenable.

Ceci fait, on grenaille l'alliage qu'on traite dans des chaudières en fonte avec de l'acide sulfurique, de densité 1,84; la quantité d'acide employée est généralement deux fois celle de l'alliage qu'on veut affiner.

Les chaudières sont munies, dans leurs parties supérieures, de tuyaux de plomb permettant aux vapeurs d'acide sulfureux et d'acide sulfurique de se dégager, et on les reçoit ensuite dans des chambres de plomb.

L'acide sulfureux est alors transformé en acide sulfurique par les méthodes connues ; on récupère, de cette façon,

une partie de l'acide sulfurique qui pourra servir dans un autre traitement.

L'argent est alors attaqué et transformé en sulfate soluble :

$$2SO^4H^2 + 2Ag = So^4Ag^2 + So^2 + 2H^2O;$$

il en serait de même pour le cuivre:

$$2SO^4H^2 + Cu = SO^4Cu + SO^2 + 5H^2O.$$

L'acide sulfureux, produit dans ces réactions, étant transformé en acide sulfurique, on obtient finalement en considérant l'attaque faite sur l'alliage or, argent, cuivre:

$$2AuAgCu + 4SO^4H^2 + 4O = SO^4Ag^2 + SO^4Cu + 2SO^4H^2 + 4H^2O + 2Au.$$

L'or reste inattaqué et l'on décante la solution sulfurique dans des cuves en plomb, dans lesquelles on fait arriver de la vapeur d'eau, ce qui permet de chauffer ainsi la masse liquide.

Quant à l'or, on le recueille et on le traite de nouveau par de l'acide sulfurique afin d'éliminer les dernières traces de métaux solubles: argent et cuivre, qui auraient pu y rester ; on lave ensuite l'or avec de l'eau distillée, puis, après l'avoir séché, on le fond dans un creuset avec un peu d'azotate de potasse.

On se débarrasse ainsi de l'or que l'on vient de séparer ; il reste maintenant à extraire l'argent et le cuivre de la solution sulfurique.

Pour cela, lorsqu'on a chauffé suffisamment la solution acide, on la fait passer dans des cuves, doublées de plomb, où se trouvent des lames de cuivre sur lesquelles viennent se précipiter une espèce de poudre grise, appelée chaux d'argent qu'on n'a plus qu'à laver et à fondre :

$$SO^4Ag^2 + Cu = SO^4Cu + Ag^2.$$

On voit d'après cette réaction qu'un atome de cuivre, ou 63,4 grammes, est capable de précipiter deux atomes d'argent ou $2 \times 108 = 216$ grammes.

En même temps qu'on précipite 216 grammes d'argent, on obtient une solution contenant une molécule de sulfate de cuivre, c'est-à-dire 159 gr. 4.

On s'assure que tout l'argent est précipité en ajoutant quelques gouttes d'une solution de chlorure de sodium, qui ne devra pas donner de précipité blanc.

Il faudra de même s'assurer, avant de fondre la chaux d'argent quelle est bien débarrassée de tout le sulfate de cuivre ; pour cela, on ajoutera quelques gouttes d'une solution de ferrocyanure de potassium qui ne devra pas donner de précipité marron de ferrocyanure cuivreux, si le lavage est complètement terminé.

Le sulfate de cuivre, que nous avons en solution, sera évaporé et, par refroidissement, on obtiendra des cristaux de sulfate de cuivre.

En Amérique et en Allemagne, on remplace les lames de cuivre, employées dans la précipitation de l'argent provenant de son sulfate soluble, par du sulfate de protoxyde de fer :

$$SO^4Ag^2 + 2SO^4Fe = (SO^4)^3Fe^2 + Ag^2 ;$$

le sulfate de protoxyde de fer est alors transformé en sulfate ferrique qu'on fait passer au minimum en ajoutant des morceaux de fer:

$$(SO^4)^3Fe^2 = Fe + 3SO^4Fe.$$

Quelquefois, dans la précipitation de l'argent métallique, on remplace le sulfate ferreux par de simples lames de fer:

$$SO^4Ag^2 + Fe = So^4Fe + Ag^2.$$

Dans ce cas, il y a formation directe de sulfate ferreux.

Le procédé de précipitation de l'argent par le sulfate ferreux est dû à Gutzkow ; il est surtout employé dans les usines de San-Francisco, où il a donné lieu à des résultats satisfaisants.

AFFINAGE PAR VOIE ÉLECTROCHIMIQUE

L'affinage des métaux précieux, par voie électrochimique, est encore dans l'enfance, si l'on compare les résultats obtenus jusqu'à présent avec certains autres petits métaux.

Bien des essais ont été faits et n'ont pas toujours donné les résultats qu'on en attendait.

M. Atkins — nous avons fourni la description de son appareil dans le traitement des minerais aurifères par voie électrochimique — a fait de nombreux essais ; M. Michaud a proposé, en 1882, le procédé suivant que nous croyons intéressant de décrire.

Procédé Michaud. — M. Michaud a basé son procédé d'affinage des métaux précieux, par voie électrochimique, sur les constatations suivantes :

1° Dans l'électrolyse, les anodes solubles se dissolvent en quantité à peu près égale à celle du métal réduit.

2° L'argent est précipité à l'état métallique en plongeant des lames de cuivre dans une solution de sulfate d'argent.

3° L'argent n'est pas précipité de son sulfate, à la pression ordinaire, lorsqu'on y fait passer un courant d'hydrogène.

4° Le sulfate de cuivre est, au contraire, réduit par l'hydrogène, à la pression ordinaire.

Supposons que nous ayons à affiner un alliage d'or, d'argent et de cuivre : on commencera par le mettre en lingot, puis on le fera communiquer avec le pôle + d'une source électrique et, par conséquent, le lingot remplira l'office d'anode soluble. Quant à la cathode, elle est formée par une plaque de cuivre.

Les deux électrodes plongent dans un récipient contenant une solution saturée de sulfate de cuivre, acidulée par de l'acide sulfurique. Lorsqu'on fait passer le courant, le lingot ou anode est rendu soluble en partie; sur le côté de la cathode faisant face au lingot, il y a un dégagement d'hydrogène qui se produit, et c'est sur cette face que le cuivre provenant du lingot transformé en sulfate, se dépose à l'état métallique :

$$Cu + SO^4H^2 = SO^4Cu + H^2.$$

L'électrolyse du sulfate de cuivre se traduit par la réaction suivante :

$$SO^4Cu + H^2O = SO^4H^2 + O + Cu.$$

L'oxygène se dégage de l'anode en même temps que l'acide sulfurique s'y porte et attaque, par conséquent, cette anode ou lingot d'or, d'argent et de cuivre en produisant un poids de sulfate de cuivre égal à celui qui a été décomposé par le courant.

Le sulfate de cuivre décomposé par le courant a donc déposé son cuivre, à l'état métallique, sur la cathode.

Restent maintenant l'argent et l'or, l'argent, provenant du lingot jouant le rôle d'anode, est attaqué aussi par l'acide sulfurique qui le transforme en sulfate soluble.

$$Ag^2 + SO^4H^2 = SO^4Ag^2 + H^2.$$

Ce sulfate soluble ne subit pas une décomposition électrolytique comme le faisait tout à l'heure le sulfate de cuivre; il y a décomposition du sulfate d'argent à l'état métallique, grâce à la présence du cuivre de la cathode, par réaction purement chimique :

$$SO^4Ag^2 + Cu = SO^4Cu + Ag^2.$$

Cet argent se porte bien sur la cathode, comme le faisait le cuivre, mais sur l'autre côté, c'est-à-dire sur la face opposée au lingot; de plus,cet argent n'est pas adhérent après la cathode comme le cuivre. Aussi le métal précieux tombe-t-il à l'état pulvérulent au fond de la cuve.

L'argent peut maintenant être recueilli facilement; il reste à considérer l'or; ce métal n'étant pas attaqué par l'acide sulfurique, il se détachera de l'anode; pour le recueillir on entoure le lingot formant anode d'une toile ou d'un sac en feutre qu'on n'a plus qu'à enlever à la fin de l'opération.

Le sac en feutre est généralement maintenu par une traverse en bois qui permet de le détacher facilement.

On voit donc dans ce procédé que les actions électrolytiques ne se sont fait sentir,dans la décomposition du lingot, que sur le cuivre; tandis que l'argent s'est déposé par voie chimique et l'or par isolement des deux autres et grâce à son insolubilité dans l'acide sulfurique.

M. Elkington a fait aussi des recherches sur l'affinage électrochimique ; il encore faut attendre les progrès de la science pour voir affiner, d'une façon courante, les métaux précieux par l'électrochimie.

CHAPITRE II

ALLIAGES

MONNAIES ET MÉDAILLES. — BIJOUX. — SOUDURES.

L'or est susceptible de se combiner à une foule de métaux ; on appelle alliage le produit qui résulte de l'union de plusieurs métaux entre eux.

S'il y a seulement union de deux métaux, l'alliage est dit binaire ; s'il y a union de trois métaux,l'alliage est dit ternaire.

Ce sont surtout ces deux classes d'alliage qui sont employées avec l'or.

Lorsque l'alliage contient du mercure,on l'appelle amalgame et nous avons vu le rôle important que jouait l'amalgamation dans l'extraction de l'or.

Dans la nature les métaux n'existent jamais à l'état de pureté ; ils se trouvent toujours associés à d'autres métaux et forment de véritables alliages.

Un métal a ses propriétés complètement modifiées quand il y a parfois des traces d'un autre métal ; ainsi, l'or sera dépourvu de toute malléabilité et de toute résistance quand il contiendra seulement quelques millièmes de cobalt ou de bismuth.

Comme un métal simple, les alliages sont doués de dureté, de malléabilité, d'élasticité, de ductibilité, de sonorité, et possèdent l'éclat métallique ; c'est par ces propriétés que l'on jugera de la valeur de tel ou tel alliage, dans les différents emplois qui leur sont réservés ; car, à vrai dire l'or, n'est employé, qu'à l'état d'alliage.

Au point de vue de la fusibilité, elle est modifiée dans un alliage et elle est plus grande que celle du métal le plus fusible qui le compose.

Quant à la densité des alliages d'or, elle est tantôt plus grande, tantôt inférieure à la densité moyenne des métaux qui entrent dans leur composition.

Ainsi, les alliages d'or-zinc, d'or-étain, d'or-bismuth ont une densité supérieure à la moyenne des densités de chacun des métaux qui entrent dans leur composition ; tandis que, pour les alliages suivants, la densité de l'alliage est inférieure à la moyenne des densités :

or-argent
or-cuivre
or-fer
or-plomb.

Nous allons examiner maintenant les différents alliages employés dans les monnaies et médailles, dans les bijoux et pièces d'orfèvrerie, dans les soudures.

§ 1. — MONNAIES ET MÉDAILLES.

Nous ne voulons pas décrire toutes les périodes de transition par lesquelles on est arrivé à faire usage de nos monnaies actuelles.

Cependant, nous devons rappeler qu'à peine l'or trouvé, on le voyait déjà servir comme moyen p'échange contre d'autres objets ; plus tard, au lieu d'échanger des objets contre des morceaux d'or grossiers plus ou moins purifiés, que l'on découpait au fur et à mesure de ses besoins, un roi de Lydie eut l'idée de créer la première monnaie d'or.

Les monnaies d'or, qui existent de nos jours, ne furent créées qu'à partir de l'an XI, par la loi du 7 germinal an XI : la monnaie d'or fabriquée devait avoir une valeur de 15,5 fois plus grande que celle de l'argent.

Le titre des monnaies d'or est au 900 millièmes, le titre étant la proportion de métal précieux renfermée dans l'alliage.

Sur une pièce de monnaie d'or, nous devons distinguer :

1° La face ou effigie.

2° L'opposé ou revers.

3° La légende qui est une inscription écrite tout autour de la pièce.

4° L'exergue, qui est une inscription horizontale située au bas de la pièce.

5° Le millésime ou date de fabrication de la pièce.

6° Le cordon.

7° Les différents.

En date du 23 décembre 1865, et d'après l'*Annuaire du Bureau des Longitudes*, la convention monétaire de l'Union latine fût conclue ; puis, le 6 novembre 1885, la convention monétaire fut renouvelée et signée entre la France, l'Italie, la Grèce et la Suisse.

En décembre 1885, la Belgique s'y adjoignit.

Ce système monétaire fut ensuite adopté par l'Espagne, la Roumanie, la Serbie, et presque toutes les Républiques de l'Amérique du Sud.

Depuis 1886, la Russie, l'Autriche-Hongrie et le Duché de Finlande en font aussi partie.

Convention monétaire. — Article I. — La France, la Grèce, l'Italie et la Suisse demeurent constituées à l'état d'union pour ce qui regarde le titre, le poids, le diamètre et le cours de leurs espèces imagées d'or et d'argent.

Article II. — Les types des monnaies d'or, frappées à l'empreinte des Hautes Parties contractantes ,sont ceux des pièces de cent francs, de cinquante francs, de vingt francs, de dix francs et de cinq francs déterminés quant au titre, au poids, à la tolérance et au diamètre, ainsi qu'il suit :

Valeur des pièces		Titre légal	Poids légal	Tolérance de		Nombre de pièces au kg. ou 3100 francs
Nominale	au Tarif			Titre	Poids	
100	99.7839	900	32.25806	1 millième en-dessus et 1 millième en-dessous	32.258	31
50	49.8919		16.12903		16.129	62
20	19.9568		6.45161		12.902	155
10	9.9784		3.22580		6.450	310
5	4.9892		1.61290		4.836	620

Les gouvernements contractants admettront sans distinction,dans leurs caisses publiques, les pièces d'or fabriquées sous les conditions qui précèdent dans l'un ou l'autre des Etats cités, sous réserve toutefois d'exclure les pièces dont le poids auraitété réduit par le frai d'un demi pour cent au-dessous des tolérances indiquées ci-dessus, ou dont les empreintes auraient disparu.

Disons quelques mots de la fabrication des pièces de monnaie que le professeur A. Riche, directeur du labora-

toire des Essais à la Monnaie,a expliquée avec tant de clarté dans son traité sur les monnaies, médailles et bijoux.

Les pièces d'or étant soumises à une tolérance de 2 millièmes en poids,il faut d'abord essayer les lingots d'or et ce n'est qu'une fois que l'on a constaté qu'ils sont au titre voulu qu'on peut commencer la fabrication ; les lingots d'or employés sont des lingots pesant de 6 à 7 kg. et dont le titre minimum est de 994.

Fusion. — Ceci fait,on procède alors à la fusion du lingot en l'introduisant dans un creuset en plombagine, avec la quantité de cuivre nécessaire pour avoir un alliage au titre 900 ; on a soin d'ajouter du charbon pour enlever l'oxyde de cuivre qui se formerait.

Quand la fusion est complète, ou brasse bien la masse avec une tringle de fer et l'on coule une goutte de l'alliage dans une lingotière.

L'analyse de cette goutte est faite sur le champ et, d'après les résultats trouvés, on voit quelle est la quantité de cuivre qu'il faut ajouter pour avoir l'alliage au titre voulu, c'est-à-dire 900.

Coulage. — L'alliage en fusion est ensuite introduit dans des lingotières dispersées verticalement ; après refroidissement, on obtient des lingots en forme de lame qu'on jette dans de l'eau froide.

Ebarbage. — Enfin, après un recuit, on les lamine plusieurs fois et on leur fait subir un dernier recuit.

Etirage. — Les lames ainsi obtenues sont envoyées au banc à étirer, où on leur donne une épaisseur uniforme.

Découpage des flans. — Les lames de métal, une fois régulières, sont envoyées au découpoir qui donne des plaques, appelées flans, ayant le diamètre et l'épaisseur voulus pour la fabrication des pièces.

Cordonnage. — Les flans sont passés à une machine ayant pour but de relever les bords de la pièce afin d'empêcher l'usure de la gravure ; c'est ce qu'on appelle le cordonnage.

La dernière opération est celle de la frappe.

Frappage.— A l'aide d'une machine très perfectionnée, portant deux blocs d'acier gravés en regard l'un de l'autre, appelés coins, on frappe à la fois la face, le revers, et la légende inscrite autour de la pièce.

On obtient ainsi des pièces de monnaie qui,après un essai de six d'entre elles, peuvent être livrées à la circulation.

Comme les monnaies, la fabrication des médailles est monopolisée et a lieu à l'Hôtel des Monnaies de Paris et se fait de même façon que les monnaies, que nous venons d'examiner rapidement.

Le titre des médailles en or est de 916 millièmes. Cependant,on permet de fabriquer dans l'industrie des médailles d'or à bélière, qui doivent être poinçonnées à la garantie.

Le vermeil n'est pas autre chose qu'un alliage d'argent doré.

§ 2. — BIJOUX.

Les bijoux se font soit en creux soit en plein ; mais, la plupart du temps,on donne la préférence aux creux à cause de leur légèreté et du prix de revient.

Les bagues se font quelquefois en plein, mais les bracelets sont presque toujours en creux.

Pour faire un bijou creux, on estampe les deux faces du bijou qu'on veut obtenir et on les réunit au moyen de soudures spéciales que nous étudierons tout à l'heure,

Pour fabriquer des bijoux creux,on peut encore faire des petits cylindres en or, dans lesquels on introduit une tige de laiton ; on lamine le tout ensemble et une fois la longueur et l'épaisseur voulues, on lui donne ensuite la forme nécessaire ; on obtient ainsi une épaisseur d'or très faible dont on enlève le noyau de laiton intérieur, au moyen de l'acide azotique qui l'attaquera et laissera l'or creux intact.

C'est par une méthode analogue que Wollaston est parvenu à obtenir des fils d'or excessivement longs.

A cause de leur légèreté, on fait enfin des bijoux en filigrane, qui sont surtout portés dans les pays chauds.

Les bijoux en filigrane sont des dessins fabriqués à l'aide de fils d'or de différentes grosseur qu'on soude par une soudure au 1/3.

Tout ouvrage en or doit être porté dans un bureau de garantie où on le poinçonne, mais on peut dire que la moitié échappe au contrôle.

Les ouvrages d'or sont régis par la loi du 19 brumaire an VI, qui admet les titres suivants :

Or 1er titre : 920 millièmes	Tolérance de 3 mill.	ou 22 $\frac{2}{32}$	carats
2e — 840 —		ou 20 $\frac{5}{32}$	carats
3e — 750 —		ou 18	carats
4e — 583 —		ou 14	carats

Le 4er titre (583 millièmes) a été admis par la loi du 25 janvier 1884 pour la fabrication des boites de montre destinées à l'exportation.

Cette loi autorise les fabricants d'ouvrages d'orfèvrerie, joaillerie, bijouterie, à fabriquer exclusivement pour l'exportation des objets d'or et d'argent à tous titres.

TABLEAU DE CONVERSION

DES CARATS ET 32e DE CARAT EN MILLIÈMES

Carat	32e de Carat	Carat	32e de Carat
1 — 42 millièm.	1 millièm.	17 — 708 millièm.	22 millièm.
2 — 83 —	3 —	18 — 750 —	23 —
3 — 125 —	4 —	19 — 792 —	25 —
4 — 167 —	5 —	20 — 833 —	26 —
5 — 208 —	7 —	21 — 875 —	27 —
6 — 250 —	8 —	22 — 917 —	29 —
7 — 292 —	9 —	23 — 958 —	30 —
8 — 333 —	10 —	24 — 1000 —	31 —
9 — 375 —	12 —	25 ..... —	33 —
10 — 417 —	13 —	26 ..... —	34 —
11 — 458 —	14 —	27 ..... —	35 —
12 — 500 —	16 —	28 ..... —	36 —
13 — 542 —	17 —	29 ..... —	38 —
14 — 583 —	18 —	30 ..... —	39 —
15 — 625 —	20 —	31 ..... —	40 —
16 — 667 —	21 —	32 ..... —	.. —

Autrefois, les titres des alliages d'or étaient exprimés en carats ; le carat se divisait lui-même en 32 parties.

Il fallait 24 carats pour avoir l'or pur, ce qui nécessitait

toute une série de transformations pour se rendre compte du titre de l'alliage.

Le titre s'évalue en millièmes ; un alliage d'or à 950 millièmes contient 950 parties en poids d'or fin.

Le carat qui réellement est de 41 millièmes 666 millièmes de millièmes est porté dans le tableau ci-dessous à 42 millièmes.

Comme pour la France, les titres légaux des bijoux sont pour la Belgique : 980, 840 et 750.

L'Angleterre fait ses bijoux au titre 917. Quant à l'Autriche elle possède quatre alliages.

1er	titre	767	millièmes.
2e	—	546	—
3e	—	326	—
4e	—	275	—

Ce dernier est employé pour les objets de faible importance.

La Prusse possède trois titres.

1er	titre	750	millièmes
2e	—	583	—
3e	—	333	—

Il existe un alliage ternaire composé de : 55 d'or, 55 d'argent et 889 de cuivre, connu sous le nom d'alliage de Nuremberg.

En dehors des alliages de titres légaux, que nous venons de citer plus haut, on emploie encore en bijouterie certains alliages différant par leur couleur : d'abord les alliages binaires composés exclusivement d'or et de cuivre.

Ces alliages sont très sujet à l'oxydation ; le cuivre s'oxy-

dant, ils noircissent et c'est pour enlever cette couche d'oxyde de cuivre qu'on fait passer les monnaies et les bijoux dans une solution d'acide sulfurique très étendue ou dans une eau légèrement ammoniacale.

On fait quelquefois subir aux bijoux ce qu'on appelle la mise en couleur ; cette opération sert à enlever le cuivre qui se trouve à la surface des bijoux afin de n'y laisser apparent que l'or ; le résultat de cette opération donne des bijoux d'or de couleur mate.

Pour mettre en couleur un objet d'or, on commence par le recuire puis on le déroche dans de l'eau acidulée par de l'acide nitrique ; ensuite,on fait passer l'objet dans un bain préparé en faisant dissoudre :

40 grammes d'azotate de potasse
25 — d'alun
30 — de sel marin
dans 1000 — d'eau.

On opère à chaud,et quand on juge l'opération terminée, on sèche l'objet dans de la sciure de bois.

Certains fabricants font seulement usage de l'acide nitrique étendu d'eau.

On emploie, en bijouterie, plusieurs alliages binaires :

1° Des alliages d'or et de cuivre :

L'or rouge,qui est un des plus employés,se compose pour 1000 de :

750 grammes d'or fin et 250 grammes de cuivre rosette.

2° Des alliages d'or et d'argent :

L'or vert renferme pour 1000 :

750 grammes d'or fin et 250 grammes d'argent fin.

L'or feuille morte :
700 grammes d'or fin et 300 grammes d'argent fin.
L'or vert d'eau:
600 grammes d'or fin et 400 grammes d'argent fin.
L'or jaune est composé de :
1 partie d'or fin et 2 parties d'argent.

En dehors de ces alliages or-cuivre, or-argent, on emploie encore de l'or associé à beaucoup d'autres métaux.

Avec le fer, on obtient l'or bleu, composé de :
750 gr. d'or fin et 250 gr. de fer.

Examinons maintenant quelques alliages ternaires.

ALLIAGES TERNAIRES. — Ces alliages ternaires sont surtout utilisés dans la soudure et la bijouterie.

Parmi les alliages employés dans la bijouterie et l'orfèvrerie, citons les alliages d'or, d'argent et de cuivre, dont on fait varier la blancheur en ajoutant plus ou moins d'argent :

Or anglais jaune	750	d'or fin.
	125	d'argent fin.
	125	de cuivre rosette.
Or anglais blanc	750	d'or fin.
	150	d'argent fin.
	100	de cuivre rosette.
Or anglais plus blanc	750	d'or fin.
	170	d'argent fin.
	80	de cuivre rosette.
Or anglais très blanc	670	d'or fin.
	200	d'argent fin.
	130	de cuivre rosette.

Or rose { 750 d'or fin. / 50 d'argent fin / 200 de cuivre rosette.

Un certain alliage ternaire d'or, d'argent et de platine ainsi composé :

{ 3 parties d'or, / 1 — d'argent, / 8 — de platine,

est employé par les dentistes.

Parmi les alliages ternaires usités, il faut encore citer un alliage d'or, d'argent et d'acier ainsi composé :

{ 30 parties d'or, / 2 — d'argent, / 2 — d'acier.

Certains alliages ternaires d'or, contenant du fer, du zinc et du platine servent à fabriquer des miroirs de téles-cope.

On fait encore des alliages renfermant de 20 0/0 à 80 0/0 d'or, le reste en palladium que l'on transforme en pâte avec du mercure ; cet alliage d'or, ainsi préparé, est employé par les dentistes pour l'aurification des dents

Au Japon, on fabrique un certain alliage ternaire composé d'or, de cuivre et d'antimoine ; cet alliage est à patine noire ; c'est le shakudô ou shakodô, très employé pour les objets de toutes sortes, notamment dans les armes pour les fourreaux et les poignées de sabre ; nous croyons qu'il est intéressant d'indiquer sa fabrication, tenue secrète dans les ateliers de Gotô, jusqu'en 1871.

Pour fabriquer le shakudô, on commence par faire d'a-

bord un premier alliage, appelé shitaji-gané, obtenu en fondant :

98,1 parties de cuivre,
1,9 — d'antimoine.

On procède ensuite à la fonte du shakudô ; pour cela, on fond, sur du charbon de bois, des quantités variables de shitaji-gané avec de l'or pur, suivant les qualités qu'on désire obtenir, afin d'avoir une patine noire uniforme.

Les trois qualités les plus employées sont les alliages faits dans les proportions suivantes :

1°	Shitaji-gané.	60
	Or pur	40
2°	Shitaji-gané	76
	Or pur	24
3°	Shitaji-gané.	90,1
	Or pur	9,9

Nous avons fait l'analyse d'un alliage provenant d'une poignée de sabre japonais ; nous avonstrouvé les résultats suivants :

58,86	cuivre,
1,14	antimoine.
40,000	or.
Total : 100,000	

ce qui correspond à la qualité n° 1 du shakudo.

Nous venons de passer en revue les principaux alliages binaires et ternaires, il nous reste maintenant à examiner les différents alliages d'or employés dans la soudure et qui sont la plupart du temps des alliages ternaires d'or, d'argent et de cuivre.

§ 3. — SOUDURES

Souder, c'est réunir intimement deux pièces de métal au moyen de la chaleur.

Il y a deux procédés pour souder les objets en or :

1° Souder directement les pièces en or au moyen de la chaleur sans intervention d'aucun alliage : c'est ce qu'on appelle la soudure autogène ; pour cela, il faut chauffer à une très forte température pour amener la fusion du métal.

2° Souder les pièces en or en faisant intervenir un alliage appelé soudure, plus fusible, qui forme les pièces à réunir.

La soudure ayant. par conséquent, un point de fusion bien plus bas que celui des pièces à souder, en se refroidissant, elle se solidifiera et on obtiendra ainsi la réunion parfaite des deux objets, ce qui va nécessiter l'emploi de différentes soudures à points de fusion variables, suivant la nature des alliages des objets à souder.

On amène la fusion des soudures en se servant d'appareils portant le nom de chalumeaux, dans lesquels arrivent des produits combustibles et un courant d'air permettant d'obtenir une flamme à température très élevée.

Il y a une foule de chalumeaux employés dans l'art de la soudure. Le plus simple est celui dont on se sert avec la bouche.

Il consiste en un tube métallique, fermé à l'une de ses extrémités et muni à l'autre d'une embouchure en ivoire permettant d'appliquer la bouche, afin d'y envoyer le courant d'air nécessaire pour amener la fusion de la soudure ;

cet air s'échappe par un petit tube, soudé près de la partie fermée.

Lorsqu'on veut faire une soudure, il suffit de commencer par bien nettoyer les pièces à réunir ; puis, on applique de petits grains de soudure à l'endroit voulu et on y ajoute du borax.

Ensuite on souffle dans le chalumeau en plaçant la pointe d'échappement de l'air près de la mèche d'une bougie allumée de façon à diriger sa flamme sur l'endroit où se trouve la soudure de l'objet à souder.

Ce chalumeau est très usité ; mais, quand il s'agit de faire un grand nombre de soudures, on emploie des chalumeaux au gaz d'éclairage et à l'hydrogène.

Les principales soudures sont, pour les bijoux, des soudures dites au 1/4 et au 3/4 ; la soudure au 2 est réservée pour les petits ouvrages.

Soudure au 1/4 à 563/1.000	Or à 750	76,9
	Argent à 1000. . .	16,1
	Cuivre rosette. . .	7,0
		100,0
Soudure au 1/3 à 500/1.000	Or à 750	66,8
	Argent à 1000 . .	22,2
	Cuivre rosette . .	11
		100,0
Soudure au deux à 750/1.000	Or à 750	50,00
	Argent à 1000 . .	33,32
	Cuivre rosette . .	16,68
		100,00

La soudure d'or au sixième est beaucoup moins employée ; elle se compose de :

Soudure au sixième	Or à 750	83,4
	Argent à 1000. . .	11,4
	Cuivre rosette . .	5,2
		100,0

La soudure génevoise est une soudure pouvant être employée dans les bijoux d'or à titre très bas ; il suffit d'une température très peu élevée pour la fondre ; elle est composé de :

Or à 750		25,0
Argent à 1000		57,5
Cuivre	rosette	5,0
	jaune	12,5
		100,0

Enfin un alliage binaire composé de :

80,6 d'or ;
19,4 d'argent,
100,0

donne une soudure assez employée en Allemagne pour les objets devant être émaillés.

CHAPITRE III

FILS D'OR, FEUILLES D'OR, POUDRES D'OR

§ 1. — FILS D'OR

La fabrication des fils d'or n'a rien de particulier et se fait comme celle des autres métaux, dans des établissements qui prennent le nom d'argues.

On obtient des fils d'or en faisant passer des lingots d'or dans des trous de filière de plus en plus petits et les étirant ; les machines servant à fabriquer les fils d'or s'appellent des argues.

Pour faire des fils d'or extrêmements fins, Wollaston procéda de la façon suivante : il prit un cylindre d'argent dont le diamètre était 10 fois plus grand que celui du fil d'or qu'il voulait obtenir.

Le cylindre était percé dans l'axe, de façon à pouvoir y introduire librement le fil d'or.

Laminant ensuite le cylindre d'argent, l'or s'allongeait aussi et, finalement, on obtenait un fil métallique dont l'enveloppe extérieure était en argent et l'intérieur en or.

Attaquant ensuite le fil ainsi travaillé par l'acide nitrique, l'argent était dissous et il restait un fil d'or extrêmement mince.

C'est en opérant de cette façon que Wollastan est parvenu à faire un fil d'or de 3 kilomètres de long en employant 1 gramme d'or ; rappelons que l'on procède d'une façon analogue dans la fabrication des bijoux creux.

Les fils d'or sont employés dans les articles de passementerie, dans la fabrication des épaulettes, des galons et des tissus d'ornementation.

Malheureusement, les fils d'or dont on fait usage sont très souvent à un titre trop bas ; aussi, doit-on faire leur analyse ; c'est ce que l'on fait toujours pour les galons d'or de l'armée.

Lorsque les fils d'or sont à un titre trop bas, le galon, à cause du cuivre qu'il contient subit une oxydation qui le noircit.

On recouvre la plupart du temps avec des fils d'or, des fils de soie jaune ou blanche qui sont alors employés dans différents ornements.

§ 2. — FEUILLES D'OR

Les feuilles d'or sont très employées pour dorer le bois, les métaux, le plâtre, les cuirs, la soie et les étoffes ; on les applique généralement avec une mixtion fabriquée avec de la colle, et des résidus de vieilles couleurs.

Pour fabriquer des feuilles d'or, on commence d'abord par prendre des lamettes d'or qu'on lamine le plus possible ; on obtient ainsi des feuilles d'or pouvant n'avoir que $\frac{1}{12.000}$ d'épaisseur.

Ces feuilles d'or sont ensuite placées entre des feuilles de vélin qu'on saupoudre de plâtre, pour empêcher qu'el-

les n'adhèrent, puis ensuite on les bat avec un marteau ; on obtient, de cette façon, des feuilles qui, placées au nombre de 25 dans de petits cahiers, sont vendues ensuite dans le commerce.

Ces feuilles ont généralement de 80 à 85 millimètres carré pour la dorure sur cuir, sur soie et sur étoffe.

Quant aux feuilles de vélin, elles sont faites généralement de peau de veau ou de boyaux de bœuf.

Certains fabricants vendent, pour imiter la dorure à la feuille, des petits cahiers d'or faux.

Ces alliages ont l'inconvénient de se ternir vite à cause de l'oxyde de cuivre qui se forme au contact de l'air.

L'or de Manheim se fabrique, en Angleterre, en fondant un mélange de :

3 parties de cuivre.
1 partie — zinc.
traces d'étain.

Certains fabricants ne mettent aucune trace d'étain ; l'analyse de plusieurs de ces alliages m'a donné :

Or très jaune	90,5	cuivre.
	9,5	zinc.
	100,0	
Or jaune	86,2	cuivre.
	13,8	zinc.
	100,0	
Or vert	72,3	cuivre.
	27,7	zinc.
	100,0	

§ 3. — POUDRES D'OR

L'or en poudre peut être obtenu de deux façons différentes :

1° Par actions mécaniques ;
2° Par actions chimiques.

1° Par actions mécaniques. — Pour préparer mécaniquement des poudres d'or, on lamine de l'or en feuilles extrêmement minces, puis on les bat entre des feuilles de vélin ; l'or se trouve ainsi divisé en petites parcelles qu'on frotte sur un tamis à mailles fines, au moyen d'un gratte-bosse, forçant ainsi les débris de feuilles d'or à passer au travers, sous forme de poudre fine. Ces poudres sont encore broyées avec de l'eau gommée, et lorsqu'on les applique sur des coquilles de moule bien nettoyées, elles sont vendues sous le nom d'or en coquille.

Autrefois on dorait la porcelaine tendre avec des feuilles d'or broyées avec du miel.

Les emplois de cet or en poudre sont très nombreux et il est surtout utilisé dans la dorure des bois et objets divers.

Poudre d'or faux. — On fabrique des poudres d'or faux à l'aide de feuilles d'or faux.

Ces feuilles sont des feuilles d'alliage de cuivre et de zinc ou laiton, qu'on prépare de la même manière que les poudres d'or vrai ; on les applique aussi sur les objets qu'on veut recouvrir, avec des substances gommeuses.

On peut modifier facilement la couleur des poudres

d'or faux, en les soumettant à l'action de l'hydrogène sulfuré.

Les poudres d'or faux se fabriquent encore en perçant des trous avec des fraiseuses, machines-outils, actionnant un instrument d'acier pointu appelé fraise, appliquant des alliages de cuivre et de zinc sur cette fraise ; on arriveainsi à percer des trous d'où se détachent des particules de métal.

On rassemble tous ces débris et on les passe au brunissoir, en les humectant d'eau, précaution nécessaire pour éviter qu'ils ne se collent les uns sur les autres ; on obtient ainsi des poudres d'or faux extrêmement fines.

Deux échantillons de poudres d'or faux, que l'on vend dans les bazars pour dorer les objets en plâtre et autres, ont donné à l'analyse :

N 1°	92,3 cuivre,	
	7,7 zinc.	
N° 2	84,6 cuivre,	
	15,4 zinc.	

2° Préparation de la poudre d'or par actions chimiques. — Le deuxième procédé, pour obtenir des poudres d'or à l'état d'extrême division, consiste à précipiter de l'or, à l'état métallique, d'une solution de trichlorure, au moyen d'un corps agissant comme réducteur.

La poudre d'or, obtenue par précipitation, a de nombreuses applications dans le domaine de l'ornementation des verres, des cristaux, de la porcelaine et des poteries.

Il y a deux manières de la préparer :

1° A l'aide du nitrate mercureux ;

2° A l'aide du sulfate ferreux.

C'est ce qu'on appelle,en termes de métier, dans le premier cas, de l'or au mercure; dans le second, de l'or à la couperose.

1° Or au mercure. — On prépare facilement l'or en poudre en versant, par petites portions, du nitrate mercureux dans une solution de chlorure d'or, portée à l'ébullition.

Il se précipite une poudre brune qui est de l'or métallique, qu'on lave à grande eau,puis qu'on sèche à une douce température.

Pour enlever le mercure, qui se trouve dans les eaux de lavage du précipité, on agite le liquide avec de la tournure de cuivre qui s'empare du mercure et on l'isole par distillation.

Les dorures,faites avec l'or ainsi précipité,sont très brillantes, pourvu qu'on leur fasse subir le brunissage ; mais, malheureusement, elles ne sont pas solides.

2° Or a la couperose. — L'or à la couperose est obtenu en versant une solution de sulfate ferreux dans une solution de trichlorure d'or :

$$2AuCl^3 + 6SO^4Fe = Au^2 + Fe^2Cl^6 + 2[(SO^4)^3Fe^2].$$

Il se précipite de l'or métallique, sous forme de poudre brune qui, d'après M. Guignet, donnerait des dorures beaucoup plus solides que celles fournies par l'or précipité par l'azotate mercureux.

Rappelons que l'on prépare par l'un ou l'autre procédé, à l'azotate mercureux ou au sulfate ferreux, de l'or extrêmement pur et que ces réactions sont usitées chez les affineurs ; on peut se servir de cet or ainsi précipité pour fabriquer les différents sels d'or.

CHAPITRE IV

FABRICATION DES SELS D'OR EMPLOYÉS DANS L'INDUSTRIE ET LES ARTS

CHLORURES. — CYANURES. — SULFURE. — ACIDE AURIQUE. — AMMONIURE. — POURPRE DE CASSIUS. — HYPOSULFITE D'OR.

Un acide est un corps solide, liquide ou gazeux, composé hydrogené dans lequel l'atome hydrogène peut se substituer atome pour atome à un métalloïde ou un métal ; il est susceptible de rougir la teinture bleue de tournesol.

Une base est un corps solide, liquide ou gazeux susceptible de ramener au bleu la teinture de tournesol rougie par un acide.

Quant aux sels, qui nous occupent en ce moment, à propos de l'or, c'est le résultat de la combinaison d'un acide avec une base.

Si l'on considère la réaction :

$$ZnO + 2HCl = ZnCl^2 + H^2O$$

on voit que l'hydrogène de la combinaison acide chlorydrique HCl a été remplacé, dans le second membre de la réaction, par le métal zinc, ce que l'on peut exprimer en

disant que l'acide est de plus un composé hydrogéné, capable de réagir sur les oxydes métalliques, pour donner un sel et de l'eau, en échangeant son hydrogène contre le métal de ces oxydes, cet échange de l'hydrogène de l'acide contre un métal pouvant se faire aussi directement par substitution.

Les sels doubles sont des résultats obtenus par la combinaison d'un acide et de deux métaux différents. Tels sont : le chlorure double d'or et de potassium, ou chloraurate de potassium ; et le cyanure double d'or et de potassium ou aurocyanure de potassium.

Nous allons examiner le mode de fabrication des chlorures, cyanures et sulfures d'or.

Pour fabriquer un sel d'or, on se sert généralement du chlorure de ce métal ; aussi, allons-nous étudier le chlorure d'or en premier lieu.

§ 1. — CHLORURES D'OR

Il y a deux chlorures d'or simples, employés dans l'industrie et les arts :

Le protochlorure, de formule AuCl ;

Le trichlorure — $AuCl^3$.

Devant nous servir, pour la préparation du protochlorure AuCl, du trichlorure d'or $AuCl^3$, commençons par faire l'étude de ce dernier et nous terminerons par les chlorures doubles ou chloraurates.

Trichlorure d'or $AuCl^3$. — a. *Chlorures simples.* — On peut obtenir le trichlorure par action directe d'un cou-

rant de chlore sur l'or ; industriellement, la préparation consiste à traiter l'or par l'eau régale.

Manuel opératoire. — Pour préparer le trichlorure d'or, on prendra de l'or pur qu'on aplatira et transformera en lames minces ; ceci fait, on les découpera en petits morceaux et c'est ainsi que l'or sera attaqué par l'eau régale.

Pour cela, on introduit dans une capsule de porcelaine les petits morceaux d'or, puis on y ajoute de l'eau régale, préparée en faisant un mélange de trois parties d'acide chlorydrique et d'une partie d'acide azotique ; cette eau régale doit être en quantité suffisante pour dissoudre tout l'or.

Pour faciliter l'attaque, on opère à chaud, à une température voisine de 110° en plaçant la capsule sur un bain de sable.

Généralement, on fait une bonne attaque en employant trois parties d'eau régale pour une d'or et en ajoutant un peu d'eau distillée.

L'or, une fois dissous, on continue à chauffer aux environs de 110° ; sans cela, si on élevait la température, on obtiendrait un mélange de trichlorure et de protochlorure.

Par refroidissement, on obtient une masse d'apparence cristalline : c'est le trichlorure d'or.

On voit que, si l'on considère la formule $AuCl^3$, dont le poids moléculaire est $196,7+(35,5\times3)=303,2$, on devrait obtenir théoriquement un rendement de 303,2 de trichlorure d'or par 196 gr. 7 d'or employé.

Propriétés. — Si l'on introduit dans une solution de

chlorure d'or un morceau de cuivre, de fer, de nickel, de cobalt ou de zinc, l'or se précipite à l'état métallique, sous forme de poudre brune, et il en est de même pour le zinc :

$$2AuCl^3 + Zn = 3ZnCl^2 + 2Au.$$

C'est aussi ce qui se passe avec l'étain qui précipite d'abord de l'or, mais ensuite donne une poudre rouge qui n'est autre chose que le pourpre de Cassius.

Le mercure donne un amalgame, dont nous avons eu l'occasion de parler maintes fois dans la métallurgie de l'or.

Lassaigne a constaté que dans une solution contenant 1/640000 d'or, il y aurait une coloration bleue qui se produit. Avec une proportion plus grande, la coloration bleue devient plus intense ; et, lorsqu'on élève la proportion de chlorure d'or, il y a précipitation d'or à l'état métallique.

Les sels au minimum, c'est à-dire les sels ferreux, cuivreux et mercureux précipitent l'or à l'état métallique de sa solution de chlorure d'or.

Ainsi, pour le sulfate ferreux, on a la réaction suivante :

$$2AuCl^3 + 6(SO^4Fe) = 2(SO^4)^3Fe^2 + Fe^2Cl^6 + 2Au.$$

Certains corps organiques précipitent aussi l'or ; nous pourrons citer, parmi ceux-ci, l'acide oxalique, l'acide tannique et l'acide gallique.

La réaction avec l'acide oxalique nous est fournie par l'équation :

$$2AuCl^3 + 3\begin{vmatrix} COOH \\ \\ COOH \end{vmatrix} = 6HCl + 6CO^2 + 2Au.$$

Tous les produits organiques en présence,de la potasse à l'ébullition,précipitent aussi l'or.

Il est encore précipité par l'eau oxygénée :

$$2AuCl^3 + 3H^2O^2 = 2Au + 6HCl + 6O.$$

L'hydrogène sulfuré, en solution acidulée par l'acide chlorydrique, donne un précipité noir de sulfure d'or, insoluble dans le sulfhydrate d'ammoniaque, mais soluble dans l'eau régale.

Quant au cyanure de potassium, il donne un précipité jaune, qui se redissout dans un excès de cyanure de potassium.

Le chlorure d'or possède la propriété de colorer en rouge la soie et la laine, ce qui permet de les distinguer le coton.

Emplois.— D'une façon générale, le trichlorure d'or sert à fabriquer tous les autres sels d'or, d'où son importance.

Il est employé, en photographie, dans la majorité des formules de bains de virage, soit à l'état de sel simple, soit à l'état de sel double ; en galvanoplastie, où on le rencontre dans certains bains de dorure; enfin,dans la fabrication du pourpre de Cassius.

Nous avons vu que, comme réactif, il permet de distinguer le coton de la laine, qu'il colore en rouge.

Comme caustique, on en fait usage en médecine ; il sert de réactif pour les matières organiques qu'il réduit.

Protochlorure d'or AuCl. — On opére exactement comme pour préparer le trichlorure d'or $AuCl^3$, mais il faut prendre la précaution de chauffer jusqu'à 200°. Le protochlure d'or est jaune et très instable ; il suffit de chauffer

un peu trop fort pour qu'il y ait décomposition en or métallique et en chlore qui se dégage.

$$AuCl = Au + Cl$$

De même, par l'eau, il y a décomposition en or métallique et il se forme, en même temps, du trichlorure d'or.

Emplois. — A cause de son instabilité, le protochlorure d'or trouve très peu d'applications.

Elkington l'a employé pour dorer les pièces de laiton, de bronze, de cuivre, afin de pouvoir s'en servir dans la bijouterie.

Il dissout de l'or dans l'eau régale, ce qui revient à prendre du trichlorure d'or et ajoute un grand excès de bicarbonate de potasse qui transforme le trichlorure $AuCl^3$ en protochlure d'or.

$$AuCl^3 + 2Co^3KH = AuCl + 2KCl + Co^2 + H^2O$$

Pour obtenir la dorure des pièces, il suffit simplement de les décaper, puis de les plonger dans la solution de protochlorure ainsi obtenue ; le métal à dorer se dissout et l'or se précipite :

$$2AuCl + Cu = CuCl^2 + 2Au$$

b). Chlorures doubles ou chloraurates. — Ces chlorures doubles d'or, ou chloraurates, sont des sels composés de l'acide chloraurique ou chlorydrate de chlorure aurique $AuCl^3HCl$ et d'un métal.

L'acide chloraurique s'obtient de la même façon que le trichlorure d'or ; mais, avec une eau régale très forte en acide chlorhydrique, on obtient ainsi des cristaux de prismes tronqués ou d'octaèdres.

Les chloraurates, ou chlorures doubles d'or, se préparent,

d'une façon générale, en faisant réagir sur l'acide chloraurique le chlorure du métal dont on veut obtenir le chloraurate.

Par exemple, si l'on veut obtenir le chloraurate du métal M, on fera réagir sur l'acide chloraurique le chlorure du métal M.

Les plus employés sont surtout :

Le chloraurate de potassium ;
— sodium ;
— calcium.

CHLORAURATE DE POTASSIUM $AuCl^3,KCl$ OU CHLORURE DOUBLE D'OR ET DE POTASSIUM. — Pour préparer le chloraurate de potassium, on fait une solution d'acide chloraurique, on ajoute du chlorure de potassium en excès et l'on évapore à sec ; on obtient ainsi du chloraurate de potassium, ou chlorure double d'or et de potassium, par cristallisation successive.

Ce chlorure double est d'un jaune citron et cristallise en prismes hexagonaux dans le système orthorhombique.

CHLORAURATE DE SODIUM $AuCl^3NaCl,2H^2O$ OU CHLORURE DOUBLE D'OR ET DE SODIUM. — Ce chloraurate de sodium se prépare comme le chloraurate de potassium $AuCl^3,KCl$; il suffit seulement de remplacer le chlorure, de formule générale MCl, par le chlorure de sodium.

En opérant comme pour le chloraurate de potassium, on obtiendra le chloraurate de sodium, de couleur jaune rouge, cristallisé en prismes rhomboïdaux.

CHLORAURATE DE CALCIUM $(AuCl^3)^2CaCl^2$ OU CHLORURE

DOUBLE D'OR ET DE CALCIUM. — Le chloraurate de calcium se prépare comme les précédents ; on fera seulement réagir sur l'acide chloraurique $AuCl^3HCl$ le chlorure de calcium et l'on obtiendra le chloraurate de calcium cristallisé en prismes rhomboïdaux, déliquescents.

EMPLOIS DES CHLORAURATES. — Tous ces chloraurates, ou chlorures doubles, s'emploient surtout en photographie et dans des formules de bains de dorure.

§ 2. — CYANURES D'OR

Comme les chlorures, les cyanures comprennent des sels simples et des sels doubles.

On connaît le cyanure sous-aureux ou sous-cyanure d'or, de formule AuCy, et le cyanure aurique ou sesquioxyde d'or, de formule Au^2Cy^3.

Quant aux cyanures doubles, il y en a une grande quantité qui correspondent aux deux classes de cyanures simples : cyanure sous-aureux et cyanure aurique.

Nous allons seulement examiner le cyanure double d'or et de potassium, qui se prépare comme le cyanure double d'or et de sodium, provenant des sels auriques; car ils possèdent de nombreuses applications.

a. CYANURES D'OR SIMPLES. — On peut obtenir ces cyanures simples, en décomposant le cyanure double d'or et de potassium correspondant, par de l'acide chlorhydrique.

Le cyanure sous-aureux AuCy s'obtient, par conséquent, en traitant un cyanure double d'or par de l'acide chlorhydrique et en évaporant ensuite au bain-marie. Le cyanure sous-aureux AuCy est jaune et se présente sous

forme d'une poudre cristalline, insoluble dans l'eau, l'alcool et l'éther ; il est soluble dans l'ammoniaque et le cyanure de potassium en excès.

On l'obtiendrait, d'une façon simple, en partant du chlorure d'or correspondant, ou sel aureux, puis faisant une solution de ce chlorure dans l'eau distillée ; on ajouterait avec précaution du cyanure de potassium, afin de ne pas en avoir en excès, car le cyanure sous-aureux est soluble dans un excès de cyanure de potassium et donne alors du cyanure double d'or et de potassium, ou l'aurocyanure de potassium ; le cyanure sous-aureux AuCy est employé dans plusieurs formules de bains de galvanoplastie.

M. de Wilde obtient ce cyanure AuCy, dans son procédé d'extraction de l'or des minerais aurifères, en se basant sur la réaction :

$$2KAuCy^2 + So^4Cu = So^4K^2 + 2AuCy + CuCy^2$$

On voit donc que l'or peut préparer le cyanure aureux AuCy, en faisant réagir le sulfate de cuivre sur le cyanure double d'or et de potassium, et en reprenant le précipité $AuCy + CuCy^2$ par de l'acide sulfurique pour en séparer le cuivre du métal précieux, en transformant le cyanure Cu^2Cy^2 en sulfate de cuivre.

b. CYANURE DOUBLE D'OR ET DE POTASSIUM $KAuCy^2$, CYANURE AUROSO-POTASSIQUE OU AUROCYANURE DE POTASSIUM. — Ce corps est obtenu en grande quantité dans le traitement des minerais d'or au Transvaal.

Indépendamment de cet aurocyanure de potassium qui n'a pour but, au Transvaal, que l'extraction du métal précieux, on fait de nombreuses applications de ce sel en galvanoplastie.

On peut le préparer en dissolvant de l'or fulminant, nouvellement précipité dans du cyanure de potassium; on obtient ainsi, par concentration, le cyanure double d'or et de potassium ou aurocyanure de potassium.

Elsner l'a préparé en chauffant de l'or avec du cyanure de potassium.

$$2KCy + Au + O + H^2O = KAuCy^2 + 2KOH$$

C'est cette réaction que Mac Arthur et Forrest ont employée dans leur procédé : au Transvaal, la réaction se fait par simple contact de la solution avec les minerais aurifères.

On se rappelle que l'or en combinaison sulfurée, tellurée, arséniée, est soluble dans le cyanure de potassium et que c'est grâce à cette propriété importante que les procédés de cyanuration ont pris un essor considérable.

Tous les jours, on fait des essais avec le cyanure de potassium et il est évident que, ce cyanure dissolvant l'or à un état quelconque,on devait finalement traiter le minerai, broyé au sortir de la mine, directement par ce corps, sans passer par l'amalgamation et réserver ensuite le cyanure au traitement des tailings.

Industriellement,on prépare le cyanure double d'or et de potassium, ou aurocyanure de potassium, de la façon suivante :

On dissout une certaine quantité de chlorure d'or dans de l'eau distillée, puis on ajoute du cyanure de potassium ; le cyanure aureux AuCy se précipite et on le redissout dans un excès de cyanure de potassium. On obtient aussi l'aurocyanure de potassium $KAuCy^2$, qui cristallise en octaèdres rhomboïdaux.

Avec les sels ferreux, l'or n'est pas précipité ; quant aux acides sulfurique et azotique étendus d'eau, ils le décomposent en acide cyanhydrique, qui se dégage, et en cyanure aureux qui se précipite :

$$KAuCy^2 + HCl = KCl + HCy + AuCy$$

C'est une des raisons qui fait aussi que, dans l'extraction de l'or par le procédé de cyanuration, on doit opérer en solution alcaline, afin de ne pas avoir de précipitation d'or, à l'état de AuCy, dans les bassins mêmes de cyanuration.

Enfin, le zinc précipite l'or de sa solution d'aurocyanure de potassium ; c'est cette réaction qui est employée dans le procédé de Mac Arthur et Forrest.

§ 3. — SESQUISULFURE D'OR Au^2S^3 — SULFURE AURIQUE ou Au^2S^2

Ce corps se prépare en faisant passer un courant d'hydrogène sulfuré dans une solution de chlorure d'or ; il se précipite une poudre brune de sesquisulfure Au^2S^3, qui est soluble dans les sulfures alcalins :

$$2AuCl^3 + 3H^2S = Au^2S^3 + 6HCl.$$

Lorsqu'on dissout le sesquisulfures Au^2S^3 dans des sulfures alcalins, il se forme un sulfo-aurate $SAuM + 8H^2O$.

Si l'on considère le sulfo-aurate $SAuM + 8H^2O$, on donnerait plutôt au sulfure d'or la formule Au^2S^2 que la formule Au^2S^3.

Le lustre de Burgos, qui est un sulfure d'or, se prépare,

dans l'industrie, en versant une solution de monosulfure de sodium dans une solution de chlorure d'or faible :

$$2AuCl^3 + 3Na^2S = 6NaCl + Au^2S^3.$$

On obtient ainsi une poudre brune, employée dans la dorure de la porcelaine, en la délayant avec de l'essence de lavande ou de citron.

La dorure, obtenue avec le lustre de Burgos, tire sur le rose.

Lorsqu'on prépare le lustre de Burgos, il faut verser doucement le monosulfure de sodium dans le chlorure d'or, de façon à ne pas se trouver en présence d'un excès de sulfure alcalin, car il se formerait un sulfoaurate $SAuNa + 8H^2O$ soluble, ainsi que nous l'avons vu.

Le lustre de Burgos a été inventé, en France, par Dutertre, qui l'obtenait de la façon suivante :

Il dissolvait 32 grammes d'or dans 128 grammes d'acide azotique et 128 gr. d'acide chlorhydrique, c'est-à-dire qu'il faisait du chlorure d'or ; puis, il ajoutait un mélange de 0,12 d'étain et 0,12 de beurre d'antimoine, ou chlorure Sb^2Cl^3 qu'il dissolvait dans 500 gr. d'eau.

Ceci fait, il fondait, d'autre part, dans un récipient, un mélange composé de 16 parties de soufre, 80 d'essence de térébenthine, puis, il additionnait le tout de 50 gr. d'essence de lavande.

Dans la première solution obtenue avec l'or, l'étain et le chlorure d'antimoine Sb^2Cl^3, il y versait ce deuxième mélange, en ayant soin d'agiter le tout convenablement.

Laissant ensuite reposer, il décantait l'eau acide, procédait à n lavage à l'eau chaude et ajoutait enfin 100 gr. d'essence de térébenthine et 5 gr. de fondant de bis-

muth ; on sait que ce fondant au bismuth est composé de 11 parties de sous-nitrate au bismuth et de 1 partie de borax.

Le tout était finalement chauffé pour l'épaissir.

Le lustre de Burgos est connu sous le nom d'or brillant et permet de recouvrir les objets en porcelaine d'une dorure brillante, sans effectuer l'opération du brunissage.

Nous devons dire que presque tout ce lustre de Burgos nous vient d'Allemagne, et qu'il a été l'objet, en France, de nombreuses recherches qui, malheureusement, n'ont pas donné de bons résultats.

ACIDE AURIQUE $Au^2O^3+H^2O$. — L'acide aurique est l'hydrate d'oxyde aurique, de formule Au^2O^3, qui peut s'obtenir en décomposant un aurate alcalin par un acide.

Cet acide aurique est employé dans la dorure électrochimique, où il entre dans la composition de certains bains, et dans la céramique.

Dans l'industrie, on le prépare par deux procédés :

Celui décrit par Pelletier et celui décrit par Frémy.

1° On fait une solution de chlorure d'or et l'on ajoute de la magnésie, ou de l'oxyde de zinc, délayée dans de l'eau ; puis, on fait bouillir le tout jusqu'à ce qu'il ne se forme plus de précipité.

Le précipité obtenu est l'aurate correspondant à la magnésie, ou au zinc, que l'on a ajoutée.

Traitant ensuite l'aurate de magnésie ou de zinc formé par de l'acide azotique et étendant d'eau, on obtient l'acide aurique $Au^2O^3H^2O$, qui se précipite sous forme de poudre brune.

2° Frémy l'obtenait en remplaçant la magnésie par la potasse ; il faisait bouillir une solution de chlorure d'or avec de la potasse en excès, afin de dissoudre le précipité jaune d'oxychlorure d'or qui se forme.

Après quelques minutes, la solution, de brune qu'elle était, passe au jaune ; on a alors un aurate de potassium en solution, dont on précipite l'acide aurique en ajoutant de l'acide azotique étendu d'eau.

Cet acide aurique peut être employé dans la fabrication de l'ammoniure d'or ; il suffit simplement de verser de l'ammoniaque dans une solution d'acide aurique.

Les acides sulfurique et azotique dissolvent l'acide aurique, qui se précipite de sa solution acide lorsqu'on vient à l'étendre d'eau ; c'est ce qui permet de l'isoler.

En plongeant des objets en cuivre, en laiton ou en bronze dans des aurates alcalins, on obtient une dorure qui n'est pas adhérente.

Pour obtenir ces aurates, on peut fondre de l'azotate de sodium ou de potassium avec de l'or.

AMMONIURE D'OR

L'ammoniure d'or s'obtient en traitant les oxydes d'or et le chlorure par l'ammoniaque.

L'ammoniure d'or se présente sous la forme d'une poudre verte qui, une fois sèche, détone au moindre choc ou frottement, avec production de lumière, d'où lui vient le nom d'or fulminant.

Cet ammoniure d'or détone aussi par la chaleur, et

sa température d'explosion, d'après Dumas, serait de 143°.

L'électricité le fait aussi détoner ; Dumas lui a attribué la formule :

$$2\left[Az^2 \left\{ \begin{matrix} Au''' \\ H^3 \end{matrix} \right]3H^2O.\right.$$

Dans l'industrie, l'ammoniure d'or est connu sous le nom d'or chinois et sert comme lustre pour la porcelaine à laquelle il donne un ton rosé.

On le prépare en versant de l'ammoniaque dans une solution de chlorure d'or; on obtient de cette façon un précipité vert et l'on décante.

On délaye ensuite le précipité d'ammoniure d'or humide dans de l'essence de térébenthine, afin d'éviter qu'il détone; on obtient ainsi un lustre prêt à être employé pour décorer la porcelaine.

POURPRE DE CASSIUS

Le pourpre de Cassius est un composé d'or et d'étain, dont la composition n'est pas encore déterminée d'une façon certaine, mais qui est très employé, dans l'industrie et les arts, comme peinture vitrifiable pour la décoration.

Pelletier, Wagner, Gay-Lussac et Proust ont regardé le pourpre de Cassius comme un mélange d'or métallique et d'acide stannique.

Buisson le considère comme un mélange d'or et d'oxychlorure d'étain; Dumas le regarde comme un stannate de sous-oxyde d'or, contenant de l'acide stannique en excès, correspondant à la formule :

$$2SnO^2, Au^2O + 4H^2O.$$

Figuier donne à ce stannate aureux la formule :

$$3SnO^2Au^2O, 4H^2O = (SnO^2)^3Au^2O + 4H^2O.$$

Enfin, Debray l'a considéré tout récemment comme une laque formée d'acide stannique, teinte par de l'or à un état d'extrême division.

Le pourpre de Cassius fut découvert à Leyde, en 1668, par Cassius, et ce n'est qu'en 1681 que son fils fit connaître sa fabrication.

Cassius l'obtenait sous forme de poudre brune, en plongeant une lame d'étain dans une solution de trichlorure d'or $AuCl^3$, contenant de l'eau régale en excès.

On obtient encore ce pourpre en ajoutant à un mélange de chlorure stanneux $SnCl^2$ et de chlorure stannique $SnCl^4$, une solution de chlorure d'or.

Nous allons examiner les différents procédés employés aujourd'hui pour le fabriquer.

D'après Figuier, on l'obtient en dissolvant de l'or dans l'eau régale, dans les proportions suivantes :

20 grammes.	Or.	
80	—	Acide chlorydrique.
20	—	Acide azotique.

puis, en évaporant à sec ce mélange dans une capsule de porcelaine, et reprenant ensuite le résidu par 750 gr. environ d'eau distillée.

Dans la solution de chlorure d'or ainsi obtenue, on ajoute de petits morceaux d'étain ; il se produit un trouble, la solution brunit et, finalement, le pourpre de Cassius se précipite.

Il faut avoir soin de faire bouillir le précipité avec une

solution de sel marin ; car, sans cette précaution, lorsqu'on ferait ensuite le lavage du pourpre de Cassius, il passerait au travers du filtre.

Procédé Bolley. — Pour préparer le pourpre de Cassius, d'après ce procédé, on fait d'abord chauffer, dans une capsule de porcelaine un mélange de :

10 p. de chlorostannate d'ammonium ;
1 d'étain ;
40 d'eau.

Après complète dissolution de l'étain, on ajoute 140 parties d'eau.

Nous obtenons ainsi une liqueur que l'on verse, par petites portions, dans une solution préparée en dissolvant dans l'eau régale :

1 gr. 34 d'or.

puis, ajoutant, après dissolution de l'or :

480 gr. d'eau distillée.

Procédé Salvetat. — Ce procédé, employé à la Manufacture de Sèvres, consiste à traiter une dissolution d'or dans de l'eau régale, par un mélange de chlorure stanneux et de chlorure stannique.

Il y a donc deux solutions à préparer :

1° Une solution de chlorure d'or, obtenue en traitant :

1 gramme d'or

par 18 gr. d'une eau régale composée de :

168 grammes d'acide chlorhydrique ;
102 — d'acide azotique,

et 28 litres d'eau que l'on ajoute après complète dissolution de l'or.

2° Une solution de chlorure stanneux et chlorure stannique composée de :

6 p. d'étain pur ;
36 p. d'eau régale.

Cette eau régale est composée de la même façon que celle employée dans la solution numéro 1 ; mais, on a soin d'ajouter un peu d'eau froide.

Lorsque l'attaque de l'étain, qui dure de 3 à 4 heures, est complète, il reste un résidu noir ; on décante et l'on verse doucement cette solution dans la première ; on obtient ainsi un beau précipité de pourpre de Cassius.

Procédé Muller. — Muller obtient des pourpres de Cassius de couleurs différentes, en réduisant des proportions variables de chlorure d'or par du glucose, en présence d'oxyde d'étain.

Muller, d'après les considérations de Debray, en envisageant le pourpre de Cassius comme une laque, a été amené à préparer des pourpres auro-calciques, des pourpres auro-barytiques, des pourpres auro-magnésiens et auro-aluminiques, en remplaçant l'étain du pourpre de Cassius par de la chaux, de la baryte, de la magnésie et de l'alumine.

Propriétés du pourpre de Cassius. — Calciné, le pourpre de Cassius perd son eau et devient d'un rouge brique.

Sous l'action du brunissoir, il prend l'éclat métallique.

Le pourpre de Cassius n'est pas attaqué par la potasse, mais il se dissout dans l'ammoniaque et se décompose à la lumière en se décolorant et laissant déposer de l'or métallique.

Il sert à fabriquer des carmins.

Carmins. — Pour fabriquer des carmins, on broie, à l'abri de la lumière, du pourpre de Cassius avec du chlorure d'argent que l'on précipite au moment voulu.

Le carmin tendre anglais, ou carmin n° 2, se prépare en passant au moufle du pourpre de Cassius broyé avec un fondant, composé de la façon suivante :

Silice	4
Minium	3
Borax fondu	3

D'après Guignet, il faut faire attention de ne pas mélanger avec certaines couleurs ces carmins, qui sont très employés dans la décoration ; par exemple, avec les bleus, les carmins sont détruits, et si l'on voulait obtenir du violet, il ne faut pas croire qu'il suffirait d'ajouter du bleu de cobalt au pourpre de Cassius.

HYPOSULFITES D'OR

L'hyposulfite auroso-sodique, de formule $(S^2O^3)^2AuNa^3 + 2H^2O$, est employé dans les bains de fixage des épreuves positives, en photographie.

Pour le préparer, on fait une solution de chlorure d'or $AuCl^3$, que l'on ajoute, par petites portions, dans une solution d'hyposulfite de sodium ; lorsque la coloration rouge produite a disparu, on ajoute de l'alcool afin de précipiter l'hyposulfite d'or :

$$AuCl^3 + 4S^2O^3Na^2 = (S^2O^3)^2AuNa^2 + S^4O^6Na^2 + 3NaCl.$$

On obtient, en même temps, du tétrathionate de sodium $S^4O^6Na^2$, et pour séparer l'hyposulfite auroso-sodique formé, on traite par l'eau et on précipite par l'alcool.

L'hyposulfite auroso-sodique a ceci de curieux, c'est qu'il ne présente ni les caractères des sels d'or, ni les caractères des hyposulfites ; donc, pas de précipitation de l'or par le sulfate ferreux, le chlorure stanneux ou l'acide oxalique, et pas de formation de soufre, lorsqu'on traite l'hyposulfite auroso-sodique par un acide étendu, tel que l'acide chlorhydrique ou l'acide sulfurique.

Avec le chlorure de baryum, on obtient un précipité gélatineux d'hyposulfite auroso-barytique.

QUATRIÈME PARTIE

Analyse de l'or.

Dans cette dernière partie, nous allons donner des notions d'analyse suffisantes pour suivre et mener à bien un essai d'or.

Nous commencerons, d'abord, par l'étude analytique des alliages d'or, d'argent, de cuivre et de platine ; puis, nous aborderons l'analyse des cendres d'or et des minerais aurifères.

Après avoir décrit la manière d'essayer les alluvions aurifères, nous donnerons quelques indications sur le titrage des solutions de cyanure de potassium, si employées, dans ces dernières années,pour le traitement des minerais aurifères du Transvaal.

ESSAIS D'OR

CHAPITRE I

ALLIAGES

Nous allons étudier successivement la manière de procéder à l'essai des différents alliages usuels.

1° Or, cuivre ;

2° Or, argent, cuivre ;

3° Or, argent, cuivre, platine.

1° Essai d'un alliage d'or et de cuivre. — L'analyse des alliages d'or est susceptible de se faire, comme les essais d'argent, par trois procédés :

1° Par voie sèche et voie humide ;

2° Par voie humide ;

3° Au touchau.

Nous nous étendrons surtout sur le procédé par voie sèche, qui est encore appelé procédé par coupellation ; car, c'est celui qui est le plus employé.

1° Procédé par voie sèche et voie humide. — Faire un essai d'un alliage or-cuivre revient à chercher le titre de cet alliage, c'est-à-dire la quantité d'or contenue dans un poids de 1000 parties de l'alliage.

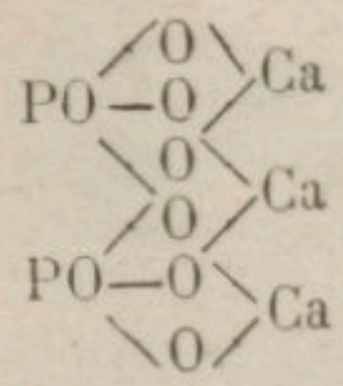
Nous aurons donc deux opérations à pratiquer :

a. — Par voie sèche ou coupellation.

b. — Par voie humide ou départ.

a. — Les essais d'or par voie sèche reposent sur le même principe que les essais d'argent ; c'est-à-dire que, à une haute température, dans un alliage d'or et de cuivre, le cuivre, à la faveur du plomb, pénètre dans une petite coupelle de structure poreuse.

Cette coupelle est faite de cendre d'os, qui est du phosphate tribasique de calcium :



préparé de la façon suivante :

On porte des os au rouge ; ces os sont composés de phosphate de calcium et de magnésium, de carbonate de calcium et de fluorure de calcium, enfin d'osséïne :

Osséïne.	28,76
Phosphate tribasique de calcium .	61,42
» » de magnésium.	1,21
Carbonate de calcium	6,48
Fluorure de calcium	2,13
	100,00

L'osséïne, qui est une matière organique, brûle à l'air, et, après l'incinération, il reste une poudre blanche formée

de matières minérales : phosphate et carbonate de calcium.

Cette poudre blanche, ou cendre d'os, est ensuite porphyrisée, tamisée et lavée, puis agglomérée avec de l'eau alcaline.

Au moyen d'un moule, on lui donne la forme et la grosseur de la coupelle qu'on désire obtenir ; pour l'essai des minerais et des cendres, la coupelle est de dimensions plus grandes.

La coupelle ainsi faite,on la dessèche dans un four, et le résultat de ces différentes opérations doit donner une coupelle ayant assez de consistance pour ne point s'égrener dans la main, sous une faible pression.



Fig. 26. — Coupelle.

Le four dans lequel on introduira la coupelle pour faire les essais d'or par voie sèche s'appelle four à coupellation.

Ces fours ne sont pas autre chose que des fours à réverbère, dans l'intérieur desquels se trouve un moufle, espèce de voûte en terre réfractaire, fermée à l'une des extrémités.

Le moufle repose, à sa partie inférieure, sur des saillies ménagées dans la paroi intérieure du four.

En avant se trouve un rebord, sur lequel repose une porte en terre réfractaire, destinée à fermer la partie antérieure du moufle.

Le chauffage du four s'effectue, soit par le charbon, soit par le gaz d'éclairage.

Ceux qui sont chauffés au gaz sont destinés surtout aux installations où l'on a un petit nombre d'essais à faire ; le

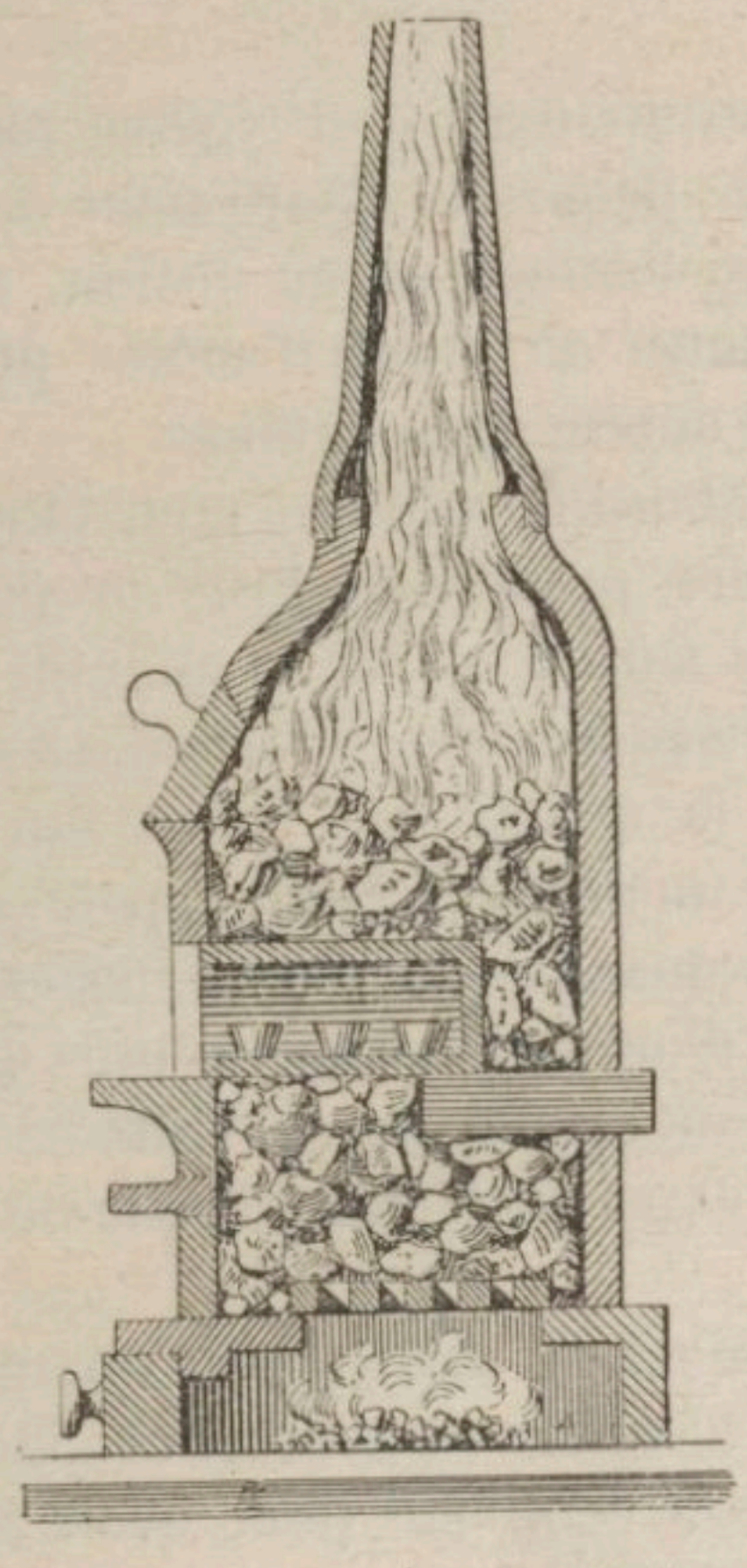


Fig. 27. — Four à coupellation.

gaz brûle alors à l'aide d'une série de becs Bunzen, dont la chaleur se répartit sur la sole du moufle.

Pour les fours chauffés au charbon, on se sert de coke ou de charbon de cornue.

Les petits fours à coupellation possèdent une ouverture située en avant, et destinée à l'entrée du combustible ; à l'Hôtel des Monnaies de Paris, l'introduction du charbon se fait par une ouverture ménagée à la partie postérieure, ce qui évite d'envoyer des poussières de charbon dans le moufle.

Lorsqu'on fait un essai d'or cuivre par voie sèche, le plomb ayant la propriété d'entrainer le cuivre dans la coupelle quand l'alliage est en fusion, on conçoit qu'il faudra une quantité de plomb d'autant plus grande, qu'il y aura plus de cuivre dans l'alliage.

Au premier abord on voit que pour faire un essai convenable, il faudra prendre la juste proportion de plomb nécessaire pour faire pénétrer la quantité de cuivre contenue dans l'alliage à essayer. Ne connaissant pas, d'une façon suffisante, la quantité de cuivre qui y est contenue, on fera d'abord un premier essai, appelé essai provisoire.

Disons que la quantité de plomb, nécessaire pour coupeller un essai d'or, sera beaucoup plus grande que celle employée pour un essai d'argent, l'affinité que possède l'or pour le cuivre étant supérieure à celle de l'argent pour ce même métal.

Malheureusement, le résultat de l'opération précédente laisse toujours du cuivre ; il faut naturellement s'en débarrasser d'une façon complète pour avoir la quantité d'or contenue dans l'alliage.

Au premier abord, d'après la propriété que possède l'acide azotique d'attaquer le cuivre pour le transformer en un azotate soluble ;

$$8AzO^3H + 3Cu = 3[(AzO^3)^2Cu] + 4H^2O + 2AzO$$

on croirait qu'il doit en être de même pour un alliage

or-cuivre ; on constaterait qu'en plongeant un pareil alliage dans de l'acide azotique, il n'abandonnerait pas complètement son cuivre.

Il en serait de même pour un alliage d'argent et d'or, où l'argent se dissoudrait incomplètement dans l'acide nitrique, bien que l'argent non allié soit attaqué par l'acide azotique et transformé en azotate soluble :

$$7AzO^3H + 3Ag = 3AzO^3Az + AgO + 2H^2O.$$

Des expériences par synthèse ont permis de constater qu'en présence d'un excès d'argent, le cuivre, ainsi que l'argent, allié à l'or, se dissout complètement dans l'acide azotique ; c'est cette opération qui est connue sous le nom de départ.

En 1780, Sage, dans son traité sur l'art d'essayer l'or et l'argent s'exprime ainsi.

« Deux parties et demie d'argent contre une d'or m'ont paru le mélange le plus propre à composer le cornet d'essai. »

D'où le nom d'inquartation qui indique que l'or doit se trouver dans la proportion d'un quart ; dans la pratique, on inquarte avec trois parties d'argent pour une partie d'or.

On voit donc l'utilité de l'essai provisoire.

Essai provisoire. — Lorsque le four à moufle sera suffisamment rouge, on y portera les coupelles pour faire les essais ; on laminera ensuite l'alliage et on en prendra un poids déterminé, appelé prise d'essai.

La prise d'essai, que l'on prendra généralement dans les essais provisoires, sera de un décigramme.

Nous pèserons ensuite un gramme de plomb que nous

placerons dans la coupelle, puis la prise d'essai de un décigramme sera introduite dans un petit morceau de papier, qui permettra de ne pas laisser tomber de petits morceaux de l'alliage.

Bientôt, l'or fond et des bulles d'oxyde de plomb courent çà et là sur la surface de l'alliage en fusion ; à un moment donné, elles disparaissent.

On retire alors graduellement la coupelle en ne l'éloignant pas trop du four ; c'est à ce moment qu'une série de phénomènes se produisent.

D'abord l'on voit apparaître sur le bouton un ensemble de nuances analogues aux couleurs de l'arc-en-ciel et qui sont dues à une couche mince d'oxyde de plomb restant encore à la surface du bouton d'or ; ce phénomène s'appelle l'iris.

Tout à coup, cette pellicule d'oxyde de cuivre se rompt et les couleurs de l'iris disparaissent en produisant l'éclair.

Dans les essais d'argent, qui se font d'une manière analogue, il faut, à partir de ce moment, prendre de grandes précautions pour éviter un phénomène appelé rochage; c'est-à-dire que, comme l'argent a la propriété d'absorber, en fondant, une grande quantité d'oxygène, si, en se solidifiant, un refroidissement trop brusque vient à se produire, l'oxygène, en se dégageant de la masse, provoque à la surface du bouton une espèce de végétation, des projections et, par suite, des pertes d'argent qui viennent fausser les résultats de l'analyse ; mais, dans les essais d'or, il n'en est pas ainsi.

M. Rivot a constaté qu'il suffit seulement de 1 0/0 de cuivre pour éviter tout rochage dans la coupellation des essais d'or ; par conséquent, nous n'aurons rien à craindre de ce côté.

On laissera refroidir le bouton ; puis, on le prendra avec une bruxelle et, le saisissant dans une pince, on le brossera à l'aide d'un espèce de pinceau en fil de laiton, qui permettra d'enlever les particules de la coupelle qui auraient pu y rester adhérentes.

Une fois ces opérations terminées, on obtiendra un bouton d'or qu'il suffira de peser, pour avoir, par différence avec la prise d'essai primitive, la quantité de cuivre contenue dans l'alliage.

Si p est le poids du bouton d'or, la quantité approximative de cuivre, contenue dans l'alliage, sera $0,1 - p = x$.

Essai définitif. — Connaissant maintenant la quantité d'or approximative contenue dans l'alliage, on procédera à l'inquartation, c'est-à-dire qu'on ajoutera un poids d'argent égal à trois fois celui de l'or contenu dans l'alliage.

Quant aux quantités de plomb nécessaires pour coupeller l'essai, Darcet, d'après ses expériences, a dressé le tableau suivant :

Titres de l'alliage.	Quantité de plomb à introduire pour faire la coupellation.
—	—
1.000.	1 partie.
900.	10 —
800.	16 —
700.	22 —
600.	24 —
500.	26 —
400.	34 —
300.	34 —
200.	34 —
100.	35 —

Les essais d'or se faisant toujours au 1/2 gramme, p étant la quantité d'or trouvée dans l'essai au 1/10, le poids d'or contenu dans la nouvelle prise d'essai de 1/2 gramme sera donc $5\,p$ et le poids d'argent d'inquartation à ajouter sera donc $5\,p \times 3 = 15\,p$.

Pour faire l'essai, on introduira dans la coupelle la quantité de plomb indiquée dans la table ci-dessus, correspondante au titre approximatif trouvé ; puis, après l'avoir placée dans la coupelle, on ajoutera à la prise d'essai de 1/2 gramme de l'alliage un poids d'argent d'inquartation égal à $15\,p$, et on fera l'essai définitif.

L'alliage, après sa fusion et son refroidissement, laissera un bouton d'or et d'argent, contenant encore un peu de cuivre, que l'on soumettra au départ.

Départ. — Le bouton d'or et d'argent sera aplati, puis laminé en lame mince et roulé en spirale, sous forme de cornet.

Cette spirale est ensuite introduite dans un matras d'essayeur, puis l'on ajoute 30 à 40 centimètres cubes d'acide azotique, à 22° Baumé.

L'acide azotique attaquera l'argent et le transformera en azotate d'argent AzO^3Ag, soluble.

Pour faciliter cette attaque, l'acide nitrique est porté à l'ébullition, en plaçant le matras sur un bec de gaz, jusqu'à ce qu'il ne se dégage plus de vapeurs rutilantes.

A ce moment, on enlève le matras et on décante l'acide nitrique qui contiendra la majeure partie de l'argent du bouton ; on place cet acide azotique de côté, car ce n'est autre chose que de l'azotate d'argent qu'on peut faire cristalliser et dont on peut enlever facilement le métal précieux.

On termine l'attaque par de l'acide nitrique à 32° Baumé, porté à l'ébullition pendant une dizaine de minutes ; dans cette seconde opération, on a l'habitude d'ajouter un petit morceau de charbon ayant pour but de faciliter l'ébullition de l'acide et d'éviter, par suite, des soubresauts.

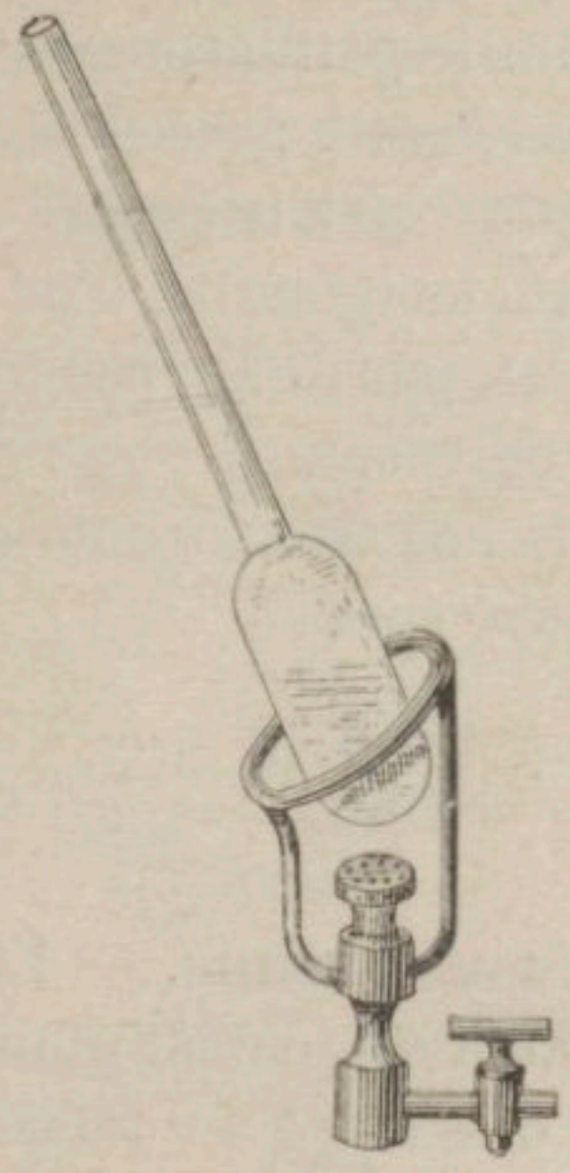


Fig. 28. — Attaque du cornet par l'acide nitrique.

Décantant ensuite l'acide, on n'a plus qu'à effectuer deux lavages successifs à l'eau distillée, dont on remplit le matras jusqu'à la partie supérieure ; le cornet est ensuite enlevé de la façon suivante :

On coiffe la partie supérieure du matras avec un petit creuset, appelé creuset à recuire ; on retourne rapidement le tout en soulevant avec les doigts de la main droite le matras, de façon que l'eau s'écoule dans le petit creuset et

que le cornet puisse tomber et y être reçu ainsi que toutes les particules de ce cornet qui auraient pu s'en détacher ; il ne s'agit plus maintenant que de relever d'un seul coup le matras, pour que tout l'or puisse passer dans le creuset.

Laissant ensuite reposer le liquide contenu dans ce petit creuset, on décantera, et il ne restera plus qu'un cornet d'or qu'on sèchera, puis on lui fera subir un recuit en le portant au rouge dans le petit creuset à recuire.

Ceci fait, on retire le petit creuset et, laissant refroidir le cornet d'or, on n'a plus qu'à le peser.

Son poids donnera la quantité d'or contenue dans 1/2 gramme de l'alliage et, par différence avec la prise d'essai, on aura le poids du cuivre.

Si p est le poids de l'or trouvé, comme l'essai a été fait au 1/2 gramme, le titre sera :

$$\frac{2\,p}{1000} = \text{titre}$$

2° Procédé par voie humide. — Ce procédé est peu employé, lorsqu'il s'agit seulement d'un alliage d'or et de cuivre ; il consiste à dissoudre un poids déterminé de l'alliage dans l'eau régale ; puis, une fois la dissolution faite, à évaporer à sec et à reprendre le résidu par de l'eau distillée ; on obtient ainsi du chlorure d'or dont on précipite l'or à l'état métallique, par un corps réducteur, tel que le sulfate ferreux ou l'acide oxalique.

Le précipité une fois obtenu, on n'a plus qu'à décanter, sécher et peser pour avoir la quantité d'or contenue dans l'alliage.

PROCÉDÉ AU TOUCHAU

CONTRÔLE DES BIJOUX

L'essai au touchau repose sur la propriété, que possèdent les alliages d'or et de cuivre, de laisser sur des pierres de certaine nature, appelées pierres de touche, des traces de couleurs différentes, suivant la quantité de cuivre contenue dans l'alliage ou, par conséquent, suivant le titre de l'alliage.

Il est facile de comprendre que, pour déterminer le titre d'un alliage, il suffira de faire sur une pierre de touche, qui n'est autre qu'un silicate de fer et d'alumine, des

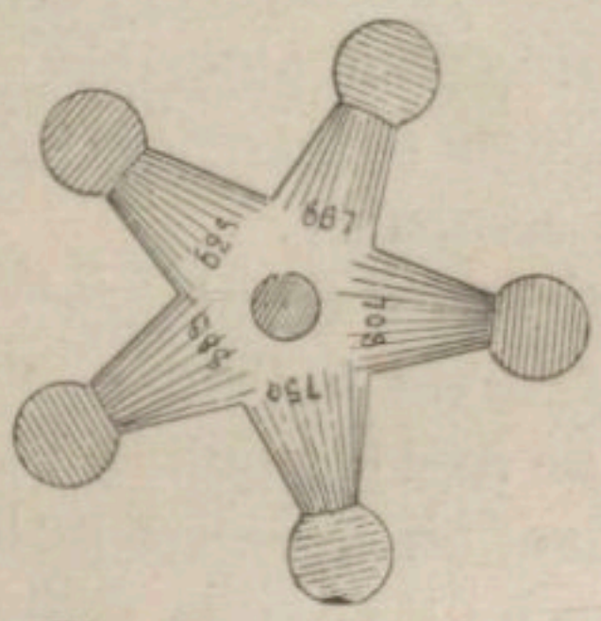


Fig. 29. — Touchau.

traits avec l'alliage à essayer et de comparer ensuite la couleur laissée avec celle produite par des alliages de titre connu, appelés touchaux.

Pour essayer un bijou au touchau, on commence par le polir ; puis, on fait deux traits parallèles sur la pierre de touche.

Frottant alors le touchau sur la pierre de touche entre

les deux traits primitifs, on compare la couleur et l'on recommence avec un autre touchau, c'est-à-dire un alliage à un autre titre, jusqu'à ce que l'on arrive à des couleurs semblables.

Ce résultat une fois obtenu, on fait une autre opération consistant à enlever le cuivre de l'alliage par une solution acide d'eau régale, laissant à découvert le métal précieux dont on comparera la couleur avec celui du touchau.

Pour cela, on se sert d'une eau régale composée, d'après Vauquelin, de :

93	parties	d'acide azotique, de densité .	1,340
2	—	d'acide chlorydrique.	1,171
25	—	d'eau distiliée.	»

L'eau régale est contenue dans un flacon bouché à l'émeri, dont le bouchon est terminé, à sa partie inférieure, par une baguette en verre effilée plongeant dans l'eau régale.

C'est avec la pointe de ce bouchon qu'on place l'eau régale sur les traits à comparer.

La comparaison se fait d'abord avec un touchau à 750 et la disparition du cuivre de l'alliage à essayer s'effectue avec d'autant plus de rapidité qu'il est à un titre plus bas.

A partir du moment où le cuivre disparait, l'alliage devient terne et se fonce ; il ne reste plus, sur la pierre de touche, qu'une trace d'or qu'on compare à celle laissée par le touchau ; d'après cet examen, on a un précieux renseignement sur le titre de l'alliage et l'on recommencera avec un autre touchau jusqu'à ce qu'on arrive au même résultat.

Les touchaux sont généralement formés de petites plaques d'alliage d'or, de titres différents, qu'on soude aux extrémités d'une plaque de laiton en forme d'étoile.

§ 2. — ALLIAGES D'OR, D'ARGENT ET DE CUIVRE

Pour faire l'essai d'un alliage contenant de l'argent, de l'or et du cuivre, on sera amené à considérer deux cas, suivant les proportions d'or par rapport à l'argent.

1er Cas. — Or tenant argent, c'est-à-dire que l'on est en présence d'un alliage contenant un poids d'or deux fois et demie plus fort que celui de l'argent.

Comme pour tous les essais d'or, on est obligé de faire d'abord un essai provisoire, pour avoir une idée approximative du titre de l'alliage et savoir dans quel cas l'on se trouve.

Essai provisoire. — On passe à la coupelle 1 décigramme de l'alliage à essayer avec 1 gramme de plomb ; on obtient un bouton d'or et d'argent qu'on pèse, le cuivre ayant pénétré dans la coupelle. On obtient son poids par différence avec la prise d'essai de 1 décigramme.

Ayant maintenant la quantité approximative de cuivre contenue dans l'alliage, on ajoute de l'argent en excès et on repasse le tout à la coupelle avec du plomb ; on obtient de cette façon un second bouton d'or et d'argent qu'on attaque par de l'acide azotique à l'ébullition.

On commence d'abord par l'acide azotique à 22°, puis l'acide à 32°, en prenant les précautions décrites pour l'essai or-cuivre ; enfin, on lave et on décante ; il ne reste plus, finalement, que de la poudre d'or qu'on n'a plus qu'à peser.

Le poids de l'or, retranché de celui du premier bouton, donnera le poids approximatif de l'argent contenu dans l'alliage or-cuivre-argent.

On sait maintenant en présence de quelle catégorie d'alliage on se trouve ; on peut donc pratiquer l'essai définitif; examinons les cas qui peuvent se présenter :

1er Cas. — Or tenant argent. — Si l'on est en présence d'un alliage contenant un poids d'or deux fois et demie plus fort que celui de l'argent, il faudra ajouter de l'argent d'inquartation.

On est obligé de faire l'essai définitif, pour éviter des pertes d'or, en opérant sur deux prises d'essai de 0,5 comme pour tous les essais d'or.

Pour la première prise d'essai on dosera l'or ; sur la seconde, on aura l'or et l'argent réunis.

Or. — Cet essai sera passé à la coupelle avec la quantité nécessaire d'argent d'inquartation pour avoir, dans la prise d'essai de 1/2 gramme, un poids total d'argent égal à trois fois celui de l'or contenu dans l'alliage.

La quantité de plomb nécessaire à la coupellation est donnée par la table, après la coupellation ; on obtient un bouton d'argent et d'or qu'on attaque par l'acide azotiqne à 22° et à 32° suivant le manuel opératoire général ; on obtient ainsi un cornet d'or qu'on pèse.

Argent et or. — La seconde prise d'essai de 0 gr. 5 est simplement passée à la coupelle avec la quantité de plomb nécessaire donnée par la table ; on obtient ainsi un bouton d'or et d'argent qu'on pèse. Si P est son poids, le cuivre, ayant pénétré dans la coupelle, est donné par différence entre le poids de la prise d'essai et le poids du bouton or-argent.

0,5 — P= poids du cuivre.

Quant au poids de l'argent on l'obtient en retranchant le poids du premier bouton d'or ; appelons-le p le poids du second bouton argent et or.

On a donc :

$$\text{Poids de l'argent} = P - p = x$$

Le professeur A. Riche a cherché à éviter de faire ces deux essais ; il a obtenu des résultats très concluants sur des alliages contenant beaucoup d'or, en opérant avec deux inquartations successives : la première avec trois fois le poids d'argent d'inquartation, la seconde avec près de quatre fois.

D'après M. Riche, cette manière d'opérer ne dispenserait pas de la comparaison avec un témoin.

2. Cas. — Argent tenant or. — Si l'alliage contient un poids d'argent égal à deux fois et demie au moins le poids d'or de l'alliage, on opère alors comme avec un alliage d'or et de cuivre inquarté.

Si l'on est en présence d'un alliage dont la teneur en argent soit trop grande par rapport à celle de l'or, on ajoutera un poids connu d'or, de façon à le ramener dans la proportion 1/3 relativement à l'argent ; on opère avec une prise d'essai, de 0,5 et l'on passe à la coupelle avec la quantité de plomb donnée par la table, pour les essais d'argent.

En un mot, on opère, dans ce cas, pour la coupellation, comme pour un essai d'argent ; en conséquence, le moufle devra être moins chaud que pour les essais d'or ordinaires.

La coupelle retirée du feu, avec les précautions indiquées

pour les essais, laissera un bouton renfermant l'or et l'argent.

Pesé, il donnera le poids de l'or et de l'argent contenus dans 0,5 de l'alliage. On effectue ensuite le départ de l'argent comme pour les essais d'or ordinaire, c'est-à-dire par l'acide azotique à 22°, puis à 32°; on obtient de l'or en poudre qu'on pèsera. Soit p ce poids, en faisant la différence avec le poids du bouton d'or et d'argent, que nous appellerons P, on aura le poids d'argent.

$$\text{Poids de l'argent} = P - p = x$$

Remarque. — Le dosage de l'argent pourrait aussi être fait par voie humide, si l'alliage ne renferme pas plus de 150 à 250 millièmes d'or ; on serait ramené, dans ce cas, aux essais d'argent par voie humide.

ALLIAGES OR ET ARGENT

Les essais d'un alliage d'or et d'argent se font exactement comme ceux d'un alliage d'or, d'argent et de cuivre ; seulement il faut avoir soin d'ajouter une vingtaine de milligrammes de cuivre, lorsqu'on procède à la coupellation, afin d'éviter le rochage.

§ 3. — ALLIAGES D'OR, D'ARGENT, DE PLATINE ET DE CUIVRE

Les analyses d'un alliage d'or, d'argent, de cuivre et de platine reposent sur ce que la platine se dissout dans l'acide azotique, lorsqu'il est allié à deux ou trois parties d'argent et dix d'or au moins.

La platine, comme on le sait,n'est pas attaqué par l'acide nitrique ; il en est de même pour l'or et le platine qui, en présence de l'argent et du cuivre, ne sont pas attaqués par l'acide sulfurique.

Chaudet a observé que,suivant les différentes proportions de platine contenues dans l'alliage, il fallait en faire l'essai de façons différentes,et que le moufle doit être d'autant plus chaud qu'il y a plus de platine dans l'alliage.

C'est pour cette raison qu'il est important de faire un essai provisoire, qui nous indiquera dans quelle condition il faut se placer.

Ainsi,lorsque l'alliage contient une quantité de platine inférieure à 80 millièmes,il faut le coupeller comme un essai d'argent contenant de 80 à 200 millièmes de platine. On opère comme pour les essais d'or ordinaires ; au-dessus de 200 millièmes de platine, il faut chauffer plus fort.

Nous venons de voir que le platine se dissout dans l'acide azotique, lorsqu'il est allié à deux ou trois parties d'argent et dix d'or au moins, ce qui nous fait considérer deux cas, l'attaque du platine ne se faisant bien que lorsqu'il n'existe pas dans l'alliage en quantité supérieure à 1/10.

Donc :

1° Si la teneur en platine est inférieure à 1/10,l'essai se fera sans rien changer et la quantité totale d'argent devra être deux fois et demie celle de l'or et du platine ;

2° Si la teneur en platine est supérieure à 1/10, l'essai se fera en ajoutant 0,5 d'or pur et l'on sera ramené au premier cas ; mais, l'essai se fera sur un poids total de :

1 gramme = 0,5 d'alliage + 0,5 d'or pur.

Par conséquent on devra considérer l'essai comme toujours fait sur une teneur de platine à 1/10e.

Nous ajouterons donc un poids d'argent d'inquartation tel qu'on ait un poids égal à trois fois celui de l'or et du platine contenus dans la prise d'essai totale ; puis, on passera à la coupelle avec deux fois le poids de plomb indiqué dans les tables pour les essais d'or.

Essai provisoire. — Cuivre. — On passera à la coupelle 1 décigramme de l'alliage avec 1 gramme de plomb ; le cuivre pénétrera dans la coupelle et laissera un bouton d'argent, d'or et de platine qui, par différence avec le poids de la prise d'essai : 0,1 de l'alliage, donnera le poids approximatif de cuivre contenu dans 1 décigramme de l'alliage à essayer.

Platine et or. — Prenant ensuite le bouton, on ajoutera un excès d'argent, et on passera à la coupelle ; on obtiendra ainsi un nouveau bouton que l'on aplatira, cuira, laminera et recuira.

Ces recuits successifs n'ont pour but que de rendre l'alliage plus résistant ; le roulant ensuite, on en fait un cornet qu'on attaquera dans un matras par de l'acide sulfurique, dont on facilite l'ébullition en ajoutant un petit morceau de charbon; on évite ainsi toute projection d'acide. L'acide sulfurique dissoudra l'argent en partie et l'on obtiendra de l'or et du platine en poudre qu'on pèsera.

On aura ainsi le poids Pt + Au

Argent. — L'argent sera alors égal à la différence entre les poids de la prise d'essai 0,1 et la somme des poids de cuivre Cu + le poids de l'or ou du platine :

$$\text{Poids d'argent} = 0{,}1 - (\text{Cu} + \text{Pt} + \text{Au}) = \text{Ag}.$$

Or. — A cette poudre de platine et d'or on ajoutera trois fois son poids d'argent et l'on passera à la coupelle pour obtenir un bouton d'or, de platine et d'argent ; ce bouton sera aplati, laminé, recuit et roulé, puis l'on procédera à l'attaque successive par de l'acide azotique à 22° et à 32°, comme pour le départ des essais d'or ordinaires.

A la faveur de l'argent en excès, et de l'or, il y aura attaque de l'argent et du platine, et finalement, il ne restera qu'un bouton d'or qu'on pèsera.

On inquartera de nouveau jusqu'à ce que deux poids successifs du bouton d'or soient égaux.

Ayant ainsi le poids de l'or et le poids du platine-or, on aura celui du platine par différence :

$$\text{Poids du platine} = (\text{Pt} + \text{Au}) - \text{Au} = \text{Pt}.$$

Essai définitif. — Sachant maintenant la composition approximative de l'alliage, on pourra procéder à l'essai définitif ; cet essai se fera, comme tous les essais d'or, sur une prise d'essai de 0 gr. 5 de l'alliage.

Cuivre. — On passera à la coupelle 1/2 gramme de l'alliage à essayer avec le double du poids de plomb indiqué par la table ; on obtiendra ainsi un bouton d'argent, d'or et de platine ; par différence avec le poids de la prise d'essai, on aura le poids du cuivre :

$$0{,}5 - (\text{Ag} + \text{Au} + \text{Pt}) = \text{Cu}.$$

Platine-or. — Le bouton d'or, d'argent et de cuivre étant ainsi obtenu, on le traite comme pour l'essai pro-

visoire, dans un matras d'essayeur, par de l'acide sulfurique, et l'on obtient du platine et de l'or en poudre, qu'on pèse, puis un cornet d'or et de platine Pt + Au.

Argent. — Se trouve par différence entre la prise d'essai totale et la somme Cu + (Pt + Au).

Or. — On opère sur une autre prise d'essai de 0,500 de l'alliage et l'on ajoute de l'or, s'il le faut, afin de rentrer dans le cas général ; passant alors à la coupelle avec la quantité de plomb nécessaire et un poids d'argent triple de celui de l'or et du platine, on obtiendra un bouton d'or, d'argent et de platine qui, attaqué par de l'acide azotique à 22°, puis à 32°, comme pour les essais d'or ordinaire, laissera un cornet d'or qu'on pèsera et inquartera jusqu'à ce que deux essais successifs donnent le même poids.

Connaissant les poids de platine et d'or, et celui de l'or seul par différence, on aura celui du platine:

Poids du platine : Pt + Au — Au = Pt.

ALLIAGES D'OR, PLATINE ET CUIVRE

L'essai d'un alliage d'or, de platine et de cuivre sera ramené au cas d'un alliage d'or, de platine, d'argent et de cuivre ; dans l'essai provisoire, on ajoutera un excès d'argent. Quant à l'essai définitif, la quantité d'argent d'inquartation à ajouter devra être égale à 2 fois 1/2 le poids d'or et de platine contenu dans l'alliage à essayer.

Deux cas seront à considérer, suivant que l'alliage aura une teneur de platine inférieure à 1/10, ou supérieure, ce

qui nécessitera, suivant le cas, une addition de 0,5 d'or pur.

Quant à la quantité de plomb à ajouter pour la coupellation, elle sera aussi le double de celle indiquée dans les tables pour les essais d'or.

On se trouve donc ramené au cas précédent.

§ 4. — ANALYSE D'UN LINGOT

L'analyse d'un lingot est ramenée à celle d'un alliage ; il suffira donc de savoir quels sont les métaux qui le composent ; mais à cause de la non-homogénéïté des lingots, les prises d'essai doivent être faites dans certaines conditions, afin d'obtenir une moyenne qui puisse permettre d'arriver à un résultat très sensiblement approché.

Si l'on est en présence d'un lingot d'or à titre élevé, c'est-à-dire au-dessus de 950°, il suffira de faire deux prises d'essai, l'une et l'autre sur sa face inférieure.

Ces prises d'essai sont généralement faites en perçant des trous à l'aide d'un outil d'acier pointu, appelé foret ; on arrive, de cette façon, à détacher des parcelles du lingot qui serviront à en faire l'essai.

Ce foret, dont la partie inférieure est de forme triangulaire, est emmanché dans un espèce de vilbrequin semblable à ceux employés par les serruriers, pouvant se mouvoir autour d'un axe vertical et permettant, par conséquent, de percer des trous aux endroits voulus.

Lorsqu'on veut faire une prise d'essai, on place le lingot dans un plateau de cuivre et on le porte sous le foret qui, en tournant au moyen d'une poignée, pénètre dans le lin-

got et enlève des copeaux qui sont maintenus à l'aide d'un manchon dans lequel le foret passe librement.

Si des copeaux sont lancés au dehors, ils sont reçus dans le plateau.

Lorsque le lingot est à un titre inférieur à 950°, ou contient de l'argent, la non-homogénéïté du lingot est assez grande pour donner des variations de titre très sensibles dans des prises d'essai différentes; aussi, doit-on les prendre avec le plus grand soin.

CHAPITRE II

CENDRES D'OR. — MINERAIS. — ALLUVIONS AURIFÈRES. — ESSAI DES SOLUTIONS DE CYANURE DE POTASSIUM.

§ 1. — ESSAI DES CENDRES D'OR

On entend par essai des cendres d'or, l'essai des suies de cheminée d'usine dans lesquelles on travaille les métaux précieux, les balayures d'ateliers et, en quelque sorte, tous les résidus d'atelier, capables de renfermer de l'or.

Pour faire un semblable essai, on commence d'abord par bien remuer les cendres, de façon que le mélange soit bien homogène ; puis, on prend des prises d'essai en différents points de la masse du mélange.

La prise d'essai est généralement de 5 grammes, mais varie, bien entendu, suivant la richesse des cendres.

Cette prise d'essai est introduite dans un creuset avec 10 fois son poids de litharge ; pour 5 grammes de cendres, il faudra donc 50 gr. de litharge ; enfin, on ajoute quelques grammes de charbon de bois ; remuant alors le tout, on porte le creuset au feu.

On chauffe graduellement ; au bout d'un certain temps,

la masse entre en fusion et, lorsqu'elle est bien liquide, on la retire du feu.

Laissant ensuite refroidir, on casse le creuset dont l'intérieur présente un d'aspect vitreux, à cause d'un silicate de plomb fusible qui le recouvre.

Au fond du creuset se trouve le culot de plomb contenant les métaux précieux; c'est ce culot de plomb qui sera coupellé.

Ceci fait, on obtient un bouton renfermant les métaux précieux, après avoir éliminé les métaux étrangers, sous forme d'oxydes fusibles, par pénétration dans la coupelle.

C'est ce bouton qui, aplati et laminé, est traité ensuite par de l'acide azotique à 22° et à 32° pour effectuer le départ de l'argent qui y est contenu, comme on le fait pour les essais d'or ordinaires.

On effectuera le lavage, on recueillera l'or sous forme de poudre, on la sèchera et on la pèsera, toutes ces opérations se faisant comme pour les essais d'or ordinaire.

On aura ainsi le poids d'or p contenu dans 5 grammes de cendres :

D'où $p \times 25$ d'or pour cent.

§ 2. — MINERAIS AURIFÈRES

A proprement parler, l'analyse des minerais aurifères se réduit à peu de chose, si on considère l'analyse par elle-même; mais, si l'on songe à combien de mécomptes peuvent entraîner des résultats erronés, on voit les nom-

breuses précautions dont il faudra s'entourer pour pouvoir se prononcer ; aussi, est-il souvent imprudent de ne s'occuper exclusivement que des résultats donnés par un essayeur consciencieux sur un minerai aurifère pour résoudre une question financière.

C'est de l'analyse que tout va dépendre : le traitement des minerais, les conditions d'exploitation et le capital à verser.

Le public est trop souvent joué pour qu'il ne fasse pas encore plus attention que jamais, dans la période actuelle de la fièvre de l'or.

La première chose à considérer, pour les intéressés d'une question minière, sont les conditions de provenance de ces minerais aurifères qui vont être soumis à l'analyse ; ceci est un point capital et auquel, malheureusement, on ne s'attache que trop rarement.

Une personne a-t-elle connaissance d'une affaire minière, qu'on lui donne un minerai d'or, quelques grammes seulement, vite elle court le faire analyser ; les résultats sont donnés consciencieusement par l'essayeur, et se basant alors sur eux, elle s'engage dans l'affaire sans plus d'informations.

On vous dit bien ceci : cela va vous rapporter x 0/0, et l'on attend souvent cet x comme l'inconnu qu'il est.

Que faire alors lorsqu'on est en face d'une pareille chose ? La question est facile.

Se rendre soi-même sur les lieux et assister à ce qu'on appelle l'échantillonage, lorsqu'on peut se rendre à l'endroit de l'exploitation ; on est alors dans des conditions qui ne peuvent plus vous donner aucun doute sur la valeur de l'exploitation.

Mais, le pays aurifère est souvent fort éloigné de celui qu'on habite ; aussi, reste-t-on tranquillement inactif en attendant que l'avenir vous apporte des résultats.

Combien sont nombreux les moyens qu'on a cherchés pour arriver à donner des indications sur la richesse des minerais ?

Nous ne parlerons pas de certaines mines aurifères américaines qui trouvèrent des actionnaires, en leur donnant des morceaux de rocs dans lesquels on avait tiré des coups de fusil chargés avec de la grenaille d'or ; cette fraude sans nom ne se fait plus guère aujourd'hui.

Le plus souvent, on se contente de choisir dans la mine un minerai excessivement riche et de le faire analyser ; ceci fait, on dit : la mine a un filon de tant de centimètres d'épaisseur, dans lequel se trouvent des minerais d'or rapportant tant d'or à la tonne,et,pour dire tout cela, on s'est basé sur un minerai qui, quelquefois, ne provient même pas de la mine qu'on exploite.

On voit combien est importante cette prise d'échantillons qu'on ira chercher dans les différents ; oints du filon ; ce n'est que d'après la moyenne des teneurs accusées par l'analyse qu'on pourra se prononcer.

Si l'on ne peut pas se rendre au lieu d'exploitation, il faut s'en rapporter à une personne de confiance qui connait bien le pays ou l'habite.

Les échantillons, une fois pris, l'analyse, comme nous l'avons dit, est peu de chose ; avant d'y procéder, il faut pulvériser finement une masse de minerai assez grande pour éviter le plus possible les causes d'erreur provenant de la non-homogénéïté.

Une fois pulvérisé, le minerai doit être soigneusement

mêlé, et l'on peut procéder ensuite à l'analyse qui pourra, maintenant, en s'appuyant sur les résultats qu'elle donnera, fournir une opinion sérieuse.

L'or, comme nous l'avons vu, peut exister dans les minerais : 1° à l'état natif; 2° associé à des pyrites, des antimoniures, des arséniures et tellurures ; ce qui nécessitera, suivant le cas, un grillage préalable, pour le débarrasser du soufre, de l'antimoine, de l'arsenic et du tellure.

L'analyse d'un minerai d'or peut se rapporter à trois opérations.

1° Rassembler en un culot de plomb les métaux précieux, or et argent ;

2° Effectuer la séparation de l'or, de l'argent, du plomb par la coupellation ;

3° Séparer l'or de l'argent.

ANALYSE DES QUARTZ AURIFÈRES

Deux procédés peuvent être employés :

Le premier, par voie humide.

Le deuxième, par voie sèche et voie humide.

Le deuxième est surtout en usage et il comprend les trois opérations indiquées précédemment.

Indiquons le premier procédé.

Procédé par voie humide. — L'analyse des quartz aurifères par voie humide consiste à attaquer le minerai par l'eau régale, puis à précipiter l'or par l'acide oxalique, ou un autre corps réducteur tel que le sulfate ferreux ; cette méthode étant beaucoup moins employée que celle par voie sèche et voie humide, nous allons passer à cette dernière.

Procédé par voie sèche et par voie humide. — Suivant la richesse du quartz aurifère, nous prendrons de 10 à 50 grammes de minerai et nous les introduirons dans un creuset avec un mélange de :

2 parties de litharge,
1 — carbonate de soude,
1 — borax.

On porte le tout au feu : le mélange fond et on ajoute, lorsque la fusion se calme, un mélange de :

60 parties de litharge.
2 — de charbon.

Ce charbon joue le rôle de corps réducteur.

On chauffe fortement et, après quelques minutes, on retire le creuset du feu, puis on le laisse refroidir ; après refroidissement complet, on casse le creuset et on retire un culot de plomb pesant une quarantaine de grammes et renfermant les métaux précieux.

A l'Hôtel des Monnaies de Paris, M. Capaul fait les analyses des minerais aurifères, en fondant ensemble :

5 grammes de minerai.
50 — litharge.
1 — charbon.

Après avoir fondu deux prises d'essai de 5 grammes de minerai, M. Capaul passe au creuset deux nouvelles prises d'essai de 12 gr. 5 de minerai, mélangé à de la litharge, du carbonate de soude, du borax et du charbon dans les proportions suivantes:

12 gr. 5 de minerai.
40 gr. de litharge.
30 — carbonate de soude.
10 — borax.
1 — charbon.

Lorsque la fusion est complète,on laisse refroidir le creuset ; puis,on le casse et on retire un culot de plomb devant peser 40 grammes environ et contenant les métaux précieux ; les quatre culots de plomb obtenus permettront de comparer les résultats de l'analyse.

2e Opération. — Coupellation du culot de plomb.

On effectue la coupellation du culot de plomb comme on l'a fait dans les essais d'or ordinaires ; mais, il faut alors opérer dans une coupelle plus grande.

3e Opération. — Séparation de l'or et de l'argent.

Cette réparation aura lieu par le départ comme pour les essais d'or que nous avons déjà examinés à propos des alliages.

On fait toujours deux essais qui servent de comparaison et on réunit les boutons, si le poids de chacun d'eux se trouve trop faible.

MINERAIS REBELLES

On fera comme pour l'analyse des quartz aurifères, trois opérations successives.

Pour réunir les métaux précieux dans un culot de plomb, on peut procéder de deux façons différentes:

a. — Par scorification.

b. — Par fusion avec des fondants appropriés, suivant que l'on a affaire à des minerais pauvres ou riches.

a. — Procédé par scorification. — Ce procédé, peu employé, sera décrit brièvement.

Il consiste à porter dans le moufle un têt en terre réfractaire recouvert de sanguine et renfermant le minerai à essayer, avec du borax et du plomb pauvre ; puis, à chauffer au rouge une trentaine de minutes.

Il se forme des scories à la surface de la masse en fusion. On coule alors dans une lingotière, on laisse refroidir, et on enlève les scories du culot de plomb.

b. — Procédé par fusion avec des fondants.

On considère deux cas, suivant que l'on a affaire à des minerais pauvres ou riches.

1° MINERAIS PAUVRES

Le minerai étant pauvre, pour éviter de provoquer la fusion sur une trop grande quantité de matière, on commence par effectuer un grillage préalable dans un têt à rôtir qu'on frotte avec de la sanguine.

Pendant le grillage, le soufre et l'arsenic s'en vont, sous forme d'acide sulfureux et d'acide arsénieux, et, lorsque le grillage est complet, on effectue la fusion du minerai en le mélangeant avec :

1 partie de borax.
1 — carbonate de soude.
2 — litharge.

Lorsque la fusion est complète, on ajoute, comme pour les quartz aurifères, un mélange de :

60 parties de litharge.
2 — charbon.

Le mélange doit être versé par petites portions afin d'éviter les projections.

On chauffe pendant quelques minutes et on laisse refroidir ; cassant alors le creuset, on obtient un culot de plomb qu'il n'y aura plus qu'à coupeller.

2e Opération. — Coupellation du culot de plomb.

Elle se fait dans la coupelle aux minerais et se conduit de la même façon que les essais d'or ordinaires.

3e Opération. — Attaque du bouton.

L'analyse du bouton ne se fait pas toujours complètement dans les minerais pauvres ; dans certains cas où on recherche seulement la présence de l'or, il suffira pour cela d'attaquer le bouton par l'acide nitrique : s'il y a de l'or, il se déposera sous forme de poudre brune. Rivot a constaté qu'on décelait la présence de 0,0001 d'or en procédant de cette façon.

2° MINERAIS RICHES

Les minerais riches seront analysés en ajoutant, à la fin de la fonte des minerais d'or, une certaine quantité de nitrate de potasse.

Ce nitrate de potasse a pour but d'oxyder le soufre, l'arsenic et le charbon en excès, et de les transformer en acide arsénieux, acide sulfureux et acide carbonique, qui se dégageront pendant l'opération.

La quantité d'azotate de potasse variant suivant la plus ou moins grande oxydation qu'il est nécessaire de produire, il faudra faire une opération préalable qui indiquera la quantité d'azotate de potasse à employer.

Opération préalable. — On fond dans un creuset, pendant quelques minutes, 1 gramme du minerai à essayer, finement pulvérisé, avec 100 grammes de litharge ; on enlève le creuset et on obtient par refroidissement un culot de plomb ; le poids de ce culot de plomb fixera la quantité d'azotate de potasse à employer.

On conçoit, en effet, que, plus le poids du culot de plomb sera élevé plus il y a de corps réducteurs dans le minerai. Ainsi, avec le soufre, on a :

$$2PbO + S = SO^2 + 2Pb.$$

Des expériences ont montré qu'il suffit d'ajouter, pour l'essai du minerai, un poids d'azotate de potasse égal au quart du poids du culot de plomb, multiplié par le poids de la prise d'essai.

Essai du minerai. — On prendra de 5 à 20 grammes de minerai à essayer ; puis, on le mélangera intimement avec :

1 partie de borax.
1 — carbonate de soude.
2 — litharge.

Le creuset sera ensuite porté au rouge jusqu'à fusion complète et l'on ajoutera, à ce moment, comme dans le cas des minerais pauvres, un mélange de :

60 parties de litharge.
2 — de charbon de bois.

Enfin, on ajoute l'azotate de potasse dont la quantité a été fixée par l'essai préalable.

On chauffe encore pendant quelques minutes ; puis, le creuset sera retiré du feu et laissera par refroidissement un culot de plomb.

2e Opération. — Coupellation du culot de plomb.

Cette opération sera conduite comme dans le cas précédent.

3e Opération. — Attaque du bouton.

On considérera deux cas, suivant que le bouton est riche ou pauvre en argent.

a. — *Bouton riche en argent.* — Dans ce cas, l'attaque par l'acide azotique à l'ébullition suffira.

On commence d'abord par aplatir le bouton et à le laminer; on fait ensuite l'attaque avec de l'acide azotique à 22°,puis à 32° ; l'or se précipite sous forme d'une poudre brune dans le matras; on la lavera et la séchera,comme on le fait dans les essais d'or ordinaires; il n'y aura plus qu'à la peser.

b. — *Bouton pauvre en argent.* — On inquartera le bouton avec un poids d'argent égal à trois et quatre fois celui du bouton; on ajoutera du plomb pour recoupeller.

On est ainsi ramené au cas précédent.

§ 3. — ANALYSE DES ALLUVIONS AURIFÈRES

Puisque l'or existe à l'état natif dans les alluvions, la première chose à faire sera de séparer à la main toutes les paillettes d'or visibles, ce qui nécessite un long travail.

Ensuite, on fera subir aux alluvions un travail de séparation, comme on le faisait pour le travail des alluvions, dans la partie métallurgique.

Enfin, réunissant tous les métaux précieux par fusion

dans un culot de plomb, on obtiendra un bouton d'or et d'argent dont on fera l'analyse.

Proposons-nous de faire l'essai des alluvions.

Traitement mécanique. — L'essai des alluvions se fait sur des quantités de matières très grandes, à cause de l'or qui s'y trouve réparti d'une façon inégale, et aussi à cause de la quantité d'or relativement faible qu'on est susceptible d'y rencontrer.

Les prises d'essai varient donc considérablement, depuis 300 kg. jusqu'à 600 kg.

On voit tout de suite la difficulté qu'il y aurait à faire un pareil essai, si les résultats devaient être parfaitement rigoureux.

Dans le traitement mécanique, on effectue la séparation des alluvions en trois parties :

1° Sables fins ;

2° Gros sables ;

3° Cailloux.

Ne pouvant opérer d'un seul coup sur une prise d'essai aussi considérable, on répartit la prise d'essai totale en prises d'essais divisionnaires de 20 à 25 kg. qu'on traite de la même façon.

Pour cela, on commence par traiter séparément chaque prise d'essai dans une terrine,un baquet ou autre récipient analogue et on lui fait subir plusieurs lavages successifs à l'eau, amenant ainsi une séparation des matières composant la masse des alluvions, suivant leur densité.

1° Séparation des matières fines. — En raison de leur densité, les matières fines tendent à venir à la surface

de l'eau ; dans chaque lavage successif, on les sépare par décantation, et l'on termine par conséquent, les lavages lorsqu'il n'y a plus de matières en suspension dans l'eau. On recommencera ces mêmes opérations sur une autre prise d'essai, puis on réunira toutes les parties fines ensemble, et après les avoir laissé reposer et sécher, on les pèse pour les séparer ensuite des parties métalliques.

Séparation des parties métalliques. — La séparation des parties métalliques se fait très commodément en laissant tomber les matières fines sur une toile légèrement inclinée, sur laquelle on fait arriver un courant d'eau.

En raison de leur densité, toutes les parties, autres que les parties métalliques,se trouvent entraînées, et il ne reste plus sur la toile que les parties lourdes, telles que du fer, de l'or, de l'argent, etc.

Il faut veiller à ce que le courant d'eau ne soit pas assez fort pour entraîner des particules de métal précieux.

Laissant sécher les parties métalliques, on les pèse et on sépare les métaux précieux des autres métaux, par fusion et coupellation.

Fusion. — Cette fusion se fait comme pour les minerais.

Les parties métalliques sont introduites dans un creuset et additionnées d'un mélange de :

60 grammes de litharge,
2 — de charbon.

La quantité du mélange à ajouter varie suivant la teneur en métaux précieux.

Portant le creuset au rouge, on le retire ensuite,au bout de quelques minutes lorsque, la fusion est complète.

Par refroidissement de la masse en fusion, on obtient un culot de plomb renfermant les métaux précieux.

Coupellation. — Ce culot de plomb est coupellé dans une grande coupelle, qui donne, par refroidissement, un bouton renfermant les métaux précieux.

Analyse du bouton. — On dosera l'or et l'argent par l'opération du départ : en traitant d'abord par de l'acide azotique à 22°, puis à 32°, et ajoutant de l'argent d'inquartation si cela est nécessaire.

Donc, si P = poids de la partie métallique traitée,

p = le poids du bouton d'or et d'argent,

on aura :

$$P - p = \text{autres métaux.}$$

R, en traitant, le bouton d'or et d'argent pesant p, par de l'acide nitrique et supposons qu'on obtienne un poids π d'or, on aura :

$$p - \pi = \text{poids d'argent.}$$

2° Séparation du gros sable. — Après lavages successifs des prises d'essai, il reste les parties lourdes des alluvions, c'est-à-dire le gros sable et les cailloux qu'on a séparés à la main.

Les particules d'or visibles seront enlevées pour être réunies aux autres dans la fusion.

Le gros sable sera alors broyé et tamisé, puis séché et pesé.

Séparation des parties métalliques. — Ainsi préparés, on fera subir à ces sables, qui seront alors devenus des matières fines, le lavage sur la toile, comme pour le traitement des matières fines.

Fusion et coupellation. — Les parties métalliques, maintenant séparées, seront fondues avec le mélange de litharge et de charbon, et le culot de plomb ainsi obtenu sera soumis à la coupellation, comme on l'a fait tout à l'heure pour les parties métalliques provenant des matières fines ; puis, le bouton obtenu sera analysé.

Analyse du bouton. — Cette analyse se fera de la même façon que celle provenant des matières fines.

Si P_1 = poids de la partie métallique,

p_1, = du bouton d'or et d'argent,

on aura $P_1 - p_1$ = poids des autres métaux.

Si, en traitant p_1 par l'acide azotique, on obtient un poids π_1 d'or ; on aura finalement :

$$p_1 - \pi_1 = \text{poids d'argent.}$$

Traitement des cailloux. — Les cailloux restant sont séchés et pesés ; on commence par chercher à l'extérieur les paillettes d'or visibles et on les sépare.

Lavant ensuite les cailloux, on fait un examen attentif de leurs cassures et l'on cherche à découvrir la présence de l'or, puis on leur fait subir un traitement, si c'est nécessaire.

Ce traitement consiste à concasser, broyer et tamiser ces

cailloux pour en obtenir des matières fines, puis à opérer ensuite de la même façon, comme si on avait affaire à elles dans les opérations seccessives de la :

Séparation métallique ;

Fusion ;

Coupellation ;

Analyse du bouton.

Si P_2,= poids de la partie métallique,

p_2,= poids du bouton d'or et d'argent, on aura :

$$P_2 - p_2 = \text{poids des autres métaux.}$$

Si π_2, poids de l'or,

$$p_2 - \pi_2 = \text{poids de l'argent.}$$

En additionnant les poids d'or trouvés dans les différents boutons,on aura le poids total de l'or contenu dans la prise d'essai, en ayant soin d'ajouter le poids d'or qu'on aurait pu trouver en enlevant, au préalable, les paillettes d'or, visibles à l'œil nu.

Le poids total P de l'or,contenu dans la prise d'essai,sera donc :

$$q + p + \pi_1 + \pi_2 = P.$$

Remarque.— Cette méthode, qui a été suivie par Rivot, ne l'est pas toujours, en pratique.

La plupart du temps, on entend par analyse des alluvions un traitement des alluvions aurifères fait avec soin, à l'aide des instruments décrits précédemment tels que : la battée, le plan incliné, le berceau, le longtom, le sluice même, etc.

La quantité d'or, extraite d'après cet essai, prouvera si,

oui ou non, il y a avantage à faire l'exploitation du terrain aurifère.

§ 4. — ESSAI DES SOLUTIONS DE CYANURE DE POTASSIUM

Le cyanure de potassium est un corps qui est de plus en plus employé dans la métallurgie de l'or, où, ainsi qu'on l'a vu, il est utilisé comme dissolvant du métal précieux.

Les solutions de cyanure de potassium devant être plus ou moins fortes et de titre connu, on est obligé de procéder au titrage des solutions neuves de cyanure de potassium, ou de celles qui proviennent d'un premier traitement, et qu'on utilise ensuite pour effectuer une autre cyanuration des minerais aurifères.

Plusieurs méthodes peuvent être employées pour le titrage des solutions de cyanure de potassium ; mais, généralement, pour en faire l'essai, on se sert d'une solution titrée de nitrate d'argent ; c'est de cette façon qu'opère, au Transvaal, M. Bettel, chimiste de la Robinson Co Ld.

Le principe sur lequel on s'appuie est que, à une quantité bien déterminée d'azotate d'argent AzO^3Ag, correspond une quantité bien déterminée de cyanure de potassium KCy, de telle façon que, lorsqu'on a versé le poids moléculaire de l'un dans le poids moléculaire de l'autre, il se produit un précipité blanc de cyanure d'argent CyAg, soluble dans un excès de réactif.

Si nous considérons la réaction qui se produit, on a :

$$CyK + AzO^3Ag = CyAg + AzO^3K.$$

On voit que,d'après les poids moléculaires,une molécule d'azotate d'argent, ou 170 grammes, donne naissance à 65 gr. de cyanure d'argent.

Donc, chaque fois qu'on aura versé une solution contenant 170 grammes d'azotate d'argent dans une solution contenant 65 gr. de cyanure de potassium, on aura formation d'un précipité blanc, soluble dans un excès de réactif.

Lorsqu'on voudra essayer une solution de cyanure de potassium, il suffira de faire une solution titrée d'azotate d'argent,contenant 170 grammes d'azotate d'argent AzO^3Ag, ou le poids moléculaire par litre, et de la verser au moyen d'une burette graduée de Mohr ou de Gay-Lussac dans la solution de cyanure à essayer.

Chaque centimètre cube de solution d'azotate d'argent réel correspond, par conséquent, à 1 centimètre cube d'une solution normale de cyanure de potasstum KCy,c'est-à-dire à 0,005 par centimètre cube.

Si x est le nombre de centimètres cubes de solution d'azotate d'argent versés pour obtenir un commencement de précipité blanc AgCy, on aura une quantité $x \times 0{,}0065$ de cyanure de potassium KCy réel, dans la solution à essayer.

Généralement, on fait l'essai sur 50 ou 100 centimètres cubes et l'on n'a plus qu'à multiplier le résultat trouvé par 20 ou 10 pour le rapporter au titre.

On a aussi le titre de la solution à essayer et, par conséquent, les indications nécessaires pour la modifier, si besoin est, pour pratiquer la cyanuration.

On se sert généralement d'un témoin lorsqu'on fait l'essai des solutions de cyanure de potassium ; pour cela, on

prend deux flacons semblables et l'on introduit, dans chacun d'eux, des prises d'essai égales à 50^{cc} ou 100^{cc} de solution de cyanure de potassium à essayer ; puis, on ajoute en plus des volumes égaux d'eau distillée ; il se produit alors un louche. On verse, à l'aide de la burette, la solution titrée de nitrate d'argent dans l'un des deux flacons, en comparant sa couleur à l'autre et, en cessant de verser la solution d'azotate d'argent au moment où l'on voit le louche s'accentuer, ce qui prouve qu'on est au terme de la réaction ; il n'y a plus qu'à lire sur la burette le nombre de centimètres cubes versés.

Remarque. — On fait aussi usage de solutions déci-normales et centi-normales d'azotate d'argent, contenant, par conséquent, le dixième et le centième du poids moléculaire de l'azotate d'argent par litre ; dans ce cas, 1 centimètre cube de solution titrée d'azotate d'argent correspond à 0,0065 et à 0,00065 de cyanure de potassium réel : KCy.

Nous avons fait de nombreux essais de cyanure de potassium et obtenu des résultats concluants en dosant le cyanure, non pas à l'état de cyanure d'argent simple, mais à l'état de cyanure double d'argent et de potassium, et en mettant comme indicateur du chromate de potassium, qui donne un précipité rouge de chromate d'argent au terme de la réaction.

Si l'on considère la réaction qui se produit, on a :

$$2KCy + AzO^3Ag = Cy^2AgK + AzO^3K$$

ce qui montre qu'une molécule d'azotate d'argent, ou 170 gr., exigent 2 molécules de cyanure de potassium KCy, ou $2 \times 65 = 130$ pour donner naissance à une molécule de cyanure double d'argent et de potassium : Cy^2AgK.

Il est donc préférable de faire des solutions de nitrate d'argent contenant le 1/2 poids moléculaire par litre. ou 85 grammes, de façon qu'elles se saturent volume à volume avec une solution normale de cyanure de potassium.

En procédant ainsi, chaque centimètre cube de solution titrée d'azotate d'argent correspond exactement à 1 centimètre cube d'une solution normale de cyanure de potassium, ou 0,065 de cyanure de potassium réel.

Il ne s'agit donc maintenant que de verser, à l'aide d'une burette graduée, la solution titrée d'azotate d'argent dans la solution de cyanure de potassium à essayer, en ayant soin d'ajouter quelques gouttes d'une solution de chromate de potassium.

Au moment où il y aura saturation du cyanure de potassium par la solution titrée d'azotate d'argent, c'est-à-dire qu'il y aura formation de cyanure double d'argent et de potassium, si l'on verse une goutte d'azotate d'argent, il se forme un précipité rouge de chromate d'argent, indiquant la fin de la réaction :

$$CrO^4K^2 + 2AzO^3Ag = CrO^4Ag^2 + 2AzO^3K.$$

Il n'y a plus qu'à lire sur les burettes le nombre de centimètres cubes versés.

Dans la pratique, il est bon, croyons-nous, d'opérer de la façon suivante :

On prend deux vases semblables dans lesquels on introduit deux prises d'essai égales de la solution de cyanure de potassium dont on cherche la teneur en cyanure réel. Soit 50 c. de cyanure de potassium, la prise d'essai.

On ajoute ensuite, dans chacun des flacons, trois gouttes d'une solution de chromate de potassium à 10 0/0, on agite le tout et on laisse reposer. On conserve l'un des vases

comme témoin de coloration et, dans l'autre, on verse la solution d'azotate d'argent à l'aide d'une burette de Mohr ou de Gay-Lussac.

Tant qu'il reste du cyanure de potassium, il y a combinaison avec l'azotate d'argent ; mais, à un moment, si l'on verse une goutte d'azotate d'argent en plus, on voit une coloration rouge apparaître et un précipité se produire ; ce dernier est dû à la formation du chromate d'argent, ce qui prouve qu'on a obtenu un cyanure double d'argent et de potassium et que l'opération est terminée.

On lit alors le nombre de centimètres cubes versés de solution titrée d'azotate d'argent ; si $x \times 0{,}065$ de cyanure de potassium réel contenu dans les 50 centimètres cubes de la solution à essayer et l'on rapporterait au litre en multipliant le résultat obtenu par 20 ; on aura donc, finalement, $0{,}065\ x \times 20$ de cyanure de potassium réel : KCy contenus dans 1000 centimètres cubes de solution à essayer.

Remarque. — Cette méthode convient très bien lorsqu'on opère en solution neutre, à cause de la solubilité du chromate d'argent dans les alcalis ou les acides ; on arrive facilement à la neutralité en ajoutant de l'acide azotique ou du carbonate de sodium, suivant le cas.

Lorsqu'on opère dans ces conditions et en comparant à un témoin de couleur, on arrive à des résultats précis.

VOCABULAIRE

DES TERMES EMPLOYÉS DANS L'INDUSTRIE AURIFÈRE

Sous le titre « Vocabulaire Minier » nous allons donner la signification de certains mots, que nous avons cités dans l'ouvrage, et définir quelques expressions que l'on est susceptible de rencontrer fréquemment dans l'industrie aurifère.

Acre. — Mesure de surface égale à 40 ares 4671.

Amalgamateur. — Appareil de traitement des minerais aurifères par le mercure.

Arrastra. — Appareil primitif de broyage des minerais.

Bank. — Banc de minerais.

Banket. — Se dit des conglomérats du Transvaal, à cause de leur ressemblance avec un gâteau d'amandes que l'on appelle banket.

Battée. — Voir Pan.

Bed. — Couche, lit.

Berceau. — Appareil servant à laver les alluvions aurifères.

Blanket. — Couverture de laine sur laquelle ont fait passer les alluvions aurifères pour retenir le métal précieux.

Bottom. — Fond, s'emploie en parlant du résultat obtenu dans la fonte pour mattes cuivreuses, au Colorado.

Boulders. — Gros rognons stériles, mélangés aux alluvions aurifères.

Chartered. — Société d'exploitation d'une région aurifère ayant une charte.

Chloruration. — Procédé de traitement des minerais aurifères,

basé sur la transformation de l'or en chlorure soluble, au moyen d'un courant de chlore.

Claim. — Surface de terrain, ayant la forme d'un rectangle, mesurant au Transvaal 150 × 400 pieds anglais, soit 55 × 120 mètres.

Clean-up. — Nettoyage général.

Concentrates. — Concentrés, résidus provenant des parties lourdes du minerai broyé, après avoir subi l'amalgamation.

Craddle. — Voir Berceau.

Crushings. — Production, rendement du minerai.

Cyanuration. — Procédé de traitement des minerais aurifères, basé sur la solubilité de l'or dans une solution de cyanure alcalin.

Dé. — Pièce de fer, située dans le mortier à minerais, et servant d'enclume pour recevoir le coup porté par le pilon du bocard.

Deep. — Profond.

Deep level. — Niveau inférieur, exploitation minière en niveau profond.

Digger. — Mineur.

Dip. — Inclinaison, s'emploie surtout en parlant d'un filon.

Drift. — Passage, galerie de mine.

Drift mining. — Alluvions que l'on peut exploiter souterrainement.

Dry crushed. — Action de broyer le minerai à sec.

Fathom. — Mesure de longueur égale à peu près à deux bras moyens = 1m,8287.

Float gold. — Ce nom est donné à l'or qui, étant à l'état d'extrême division, échappe au traitement par le mercure, en flottant sur l'eau.

Foot. — Le pied anglais vaut 12 pouces, c'est-à-dire 0m,304.

Free gold. — Or libre, or natif.

Free milling ore. — Se dit de l'or qui, se trouvant dans le minerai, peut subir un traitement direct par amalgamation.

Frue vanner. — Appareil de concentration des résidus de moulins à or, inventé par Frue.

Géant. — Appareil pour l'exploitation hydraulique des minerais. V. *Hydraulic mining*.

Gold field. — Champ d'or.

Grain. — Poids équivalant à la 1/24 partie du penny-weight = 0 g. 064.

Gravel-miner.— Alluvions recouvertes, exploitables souterrainement.

Grizzlies.— Barrages en fer, utilisés dans le travail au sluice, pour arrêter les grosses pierres.

Ground-sluice. — Sluice souterrain.

Inch. — Pouce anglais = 2 cm. 5399.

Hydraulic-mining. — Exploitation des alluvions deep leads, ou à forte pente, et des placers, par la méthode hydraulique.

Jig. — Crible, tamis pour laver le minerai.

Jigging. — Lavage du minerai au tamis ou au crible.

Leaders. — Filons parallèles.

Level. — Niveau.

Long-tom. — Appareils à deux auges consécutives pour le lavage des alluvions aurifères.

Main. — Important, gros, le principal.

Main reef. — Filon principal.

Main reef leader. — Filons parallèles au Main Reef.

Main schaft. — Puits principal.

Mille. - Mesure de longueur = 1609 m. 314.

Morgen. — Mesure de surface = 2 acres 11.

Mill. — Moulin à or, appareil de broyage, bocard.

Nugget. — Se dit d'une pépite,

Once. — Poids valant 31 gr. 09 qui se subdivise en 20 dw, ou pennyweight ; l'once d'or brut vaut, au Transvaal, 91 francs.

Ore. — Minerai.

Ore mill. — Moulin pour le broyage des minerais aurifères.

Out crop. — En affleurement.

Pan. — Plat en métal ou en bois servant au lavage des alluvions aurifères. Se dit aussi d'une machine spéciale de broyage et de traitement des minerais.

Patio. — Le traitement au patio suit généralement celui à l'arrastra et a pour but de faire piétiner le minerai sous forme de boue, par des animaux, en ajoutant des réactifs appropriés.

Penny-weight, abrév. dwt. — 1/20 partie de l'once = 1 g. 55, 1 penny-weight d'or brut vaut 4 fr. 55 environ.

Pied. — Mesure de longueur = 12 pouces ou 0 m. 304.

Pimple metal. — Fonte du white metal, après le broyage et le grillage.

Placer. — Terrain renfermant des alluvions aurifères.

Pound. — Livre, abréviation : Lv. = 453 grammes.

Prospection. — Recherche d'une exploitation aurifère.

Prospector. — Celui qui recherche une exploitation aurifère.

Puddling. — Machine, appareil formé de deux râteaux tournant autour d'un axe vertical, pour le traitement des alluvions.

Raker. — Voir Berceau.

Reef. — Filon.

Retort. — Cornue pour distiller l'amalgame aurifère.

Rock. — Roche.

Bed-rock. — Roche du fond d'une mine.

Rocker. — Tamis spécial pour le triage.

Sabot. — Pilon composé de deux parties: la tête et le talon.

Shilling. — 1 fr. 25, c'est-à-dire la 1/20 partie de la livre sterling ou 25 francs.

Sluice-boxe. — Canal en bois servant au traitement des alluvions.

Sluicing. — Alluvions exploitables par simple lavage.

Sole. — Base ou fond ; s'emploie en parlant d'un four ; la sole d'un four.

Stamp. — Pilon servant à broyer le minerai ; on se sert de l'expression « stamp mill » pour indiquer un bocard.

Shallow-placers. — Alluvions superficielles des vallées ; elles peuvent être exploitées par simple lavage.

Slimes. — Boues aurifères. Parties légères des tailings opposées aux « concentrés » ou « concentrates ».

Stand. — Place à bâtir de 50 × 100 pieds anglais.

Stuff ore. — Minerais bruts, minerais purs.

Sulphuret. — Combinaison sulfurée, sulfure métallique ; surtout employé pour désigner les minerais aurifères pyriteux.

Table dormante. — Table inclinée, destinée au lavage des alluvions.

Tailings. — Résidus de broyage du minerai qui a déjà subi un premier traitement par amalgamation.

Tappet. — Taquet, petite pièce fixée sur la tige du pilon des bocards, servant à le soulever par l'intermédiaire d'une came.

Ton. — La tonne anglaise vaut 906 kg., soit 2000 livres anglaises.

Trial. — Examen, essai.

Trummel. — Machine servant à diviser le minerai.

Trust. — Syndicat réunissant plusieurs compagnies minières.

Under-currents. — Tamis spéciaux intercalés sur le trajet du sluice.

Vanner. — Orpailleur.

Wash. — Action de laver le minerai.

Water-work. — Machine hydraulique.

White-metal. — Résidu obtenu en fondant le produit du lessivage de la matière, dans le procédé Ziervogel.

Yard. — Mesure de longueur = 0 m. 914.

FIN

BIBLIOTHÈQUE NATIONALE IMPRIMÉS

TABLE DES MATIÈRES

PREMIÈRE PARTIE. — GISEMENTS AURIFÈRES

Chapitre I. — *Formation du globe* 1
Chapitre II. — *Variétés de l'or dans la nature*..... 9
Gîtes aurifères 9
Gîtes en place..... 14
Gîtes détritiques..... 18
Différentes variétés 21
Propriétés physiques..... 23
Propriétés chimiques..... 25
Chapitre III. — *Pays de production* 29
Europe..... 30
Asie 35
Afrique..... 43
Amérique..... 51
Océanie 64

DEUXIÈME PARTIE. — MÉTALLURGIE.

Chapitre I.— *Traitement des alluvions*.... 74
Battée. — Pan.— Berceau.— Table dormante. — Long-Tom. — Sluice-boxe.— Exploitation hydraulique. — Crible. — Puddling. — Appareils C. Kiandi et Bousquet, Sebillot, Bazin, Thénot.
Chapitre II. —*Traitement des minerais amalgamables. — Broyage*..... 97
Arrastra. — Moulin tyrolien. — Huttington. — Broyeurs Blake, Dodge. — Bocard californien, à vapeur, amalgamateurs Thénot.
Chapitre III. — *Traitement des minerais rebelles*..... 114
§ 1. Travail aux pans, avec les réatifs. — Travail sans réactifs. — Frue Vanner. — Trieur Sébillot.
§ 2. *Traitement par la voie sèche* 124

Fonte pour matte cuivreuse. — Procédé Ziervogel Augustin, etc. — Fonte plombeuse. — Fusion avec les carbonates alcalins.
Grillage des minerais aurifères 136
Méthode Cumenge, Fuchs, Rivot. — Grillage chlorurant.
§ 3. *Traitement par la voie humide* 141
Chloruration. — Procédé Platter, au tonneau, de Rottermund, etc., usine de chloruration. — Traitement hyposulfitique, à l'hyposulfite de calcium, à l'hyposulfite de soude, par le tétrasulfure de sodium.
Cyanuration des minerais 157
Traitement du minerai. Mac Arthur-Forrest, de Wilde, etc.
Traitement électro-chimique, etc.

TROISIÈME PARTIE. — TECHNOLOGIE DE L'OR

Chapitre I. — *Distillation de l'amalgame aurifère* 210
Fonte de l'or 213
Affinage 217
Affinage par voie sèche 218
Affinage par le chlore, par le soufre et la litharge, par le sulfure d'antimoine, par cémentation des cuivres aurifères.
Affinage par voie humide 244
Affinage par l'acide nitrique, par l'eau régale, par le procédé Dodé, par l'acide sulfurique.
Affinage par voie électro-chimique 233
Procédé Michaud, Askins.
Chapitre II. — *Alliages* 236
Monnaies, Médailles, Fusion, Coulage, Ebarbage, Etirage, Découpage, Cordonnage, Frappage, Alliages ternaires.
Soudures 249
Chapitre III. — *Fils, Feuilles, Poudres* 252
Fils, Feuilles, Poudres, Or faux au mercure, à la couperose.
Chapitre IV. — *Fabrication des sels employés dans l'industrie et les arts* 258
Chlorures, Protochlorures ou Chlorures doubles, Chloraurates de potassium, de sodium, de calcium.

Cyanures d'or..... 265
Cyanure double. — Sesquisulfure. — Acide aurique. — Ammoniure d'or. — Pourpre de Cassius, Procédé Bolley, Salvetat, Muller. — Propriétés, Carmins. — Hyposulfites.

QUATRIÈME PARTIE. — ANALYSE.

Chapitre I. — *Alliages*..... 280
Voie sèche et humide. — Essai provisoire, Essai définitif. — Départ. — Procédé au touchau — Contrôle des bijoux. — Alliages d'or, d'argent et de cuivre. — Alliages, or, platine, cuivre. — Analyse d'un lingot.
Chapitre II. — *Cendres d'or. Minerais aurifères*..... 303
Essai des cendres d'or. — Minerais. — Analyse des quartz aurifères. — Par voie humide, par voie sèche et humide. — Minerais rebelles. — Minerais pauvres. — Minerai riche. — Analyse des alluvions aurifères. — Traitement mécanique. — Séparation des matières fines. — Séparation des parties métalliques. — Fusion. — Coupellation. — Séparation du gros sable, des parties métalliques. — Traitement des cailloux. — Essai des solutions de cyanure de potassium.
Vocabulaire des termes employés dans l'industrie aurifère..... 324

FIN.

BIBLIOTHÈQUE NATIONALE IMPRIMÉS. R F

Laval. — Imprimerie et Stéréotypie E. JAMIN, 8, rue Ricordaine.

LIBRAIRIE BERNARD TIGNOL

Paris, — 53 *bis*, Quai des Grands-Augustins, — Paris.

Envoi franco contre mandat postal.

TRAITÉ PRATIQUE

du

LAMINAGE DU FER

PAR

F. NEVEU et Léon HENRY

1 vol. in-8° avec planches
et atlas de 117 planches in-folio.

PRIX : **40** FR.

Les récentes constructions métalliques ont donné une idée saisissante de l'application et des avantages que l'on pouvait retirer du fer dans le domaine de l'architecture industrielle et privée.

Mais le fer n'acquiert toutes ses qualités de résistance maxima qu'à la condition d'avoir été suffisamment laminé.

Tous les métallurgistes comprendront l'importance de l'ouvrage que nous présentons au public et qui *est le seul de son genre* en France.

EXTRAIT DE LA TABLE DES MATIÈRES

I. Principe du laminage. — Influence du diamètre des cylindres. — Influence de la vitesse des cylindres. — Influence de la nature du fer soumis au laminage. — Influence de l'état calorique du fer soumis au laminage. — Influence de la manière dont on présente le fer aux cylindres.

II. Applications des principes du laminage. — Classement des trains de laminoirs. — Règle du tracé des cannelures.

III. Classification des trains de laminoirs. — Trains de puddlage. — Gros train n° 1. — Gros train n° 2. — Train cadet. — Train à guides. — Train mixte. — Train machine.

IV. Généralités sur les cylindres. — Classification des cylindres. — Lignes des cannelures. — Entrée des cannelures. — Sortie des cannelures. — Guidage des cylindres. — Levage des cylindres.

V. Montage des cylindres dans les cages. — Guidage du fer à l'entrée et à la sortie des cylindres. — Tracé des cannelures.

Acier. — Observations. — Dégrossisseurs ogives. — Dégrossisseurs carrés. — Mises du puddlage. — Fers plats. — Gros ronds. — Gros carrés. — Feuillards. — Fers en U. — Fers à T doubles-cornières. — Fers à simple T. — Fers à paumelles. — Fers zorès. — Rails. — Fers à bourrelets. — Fers

demi-ronds. — Vitrages et demi-vitrages. — Fers à nœuds pour crampons. — Petits carrés aux guides. — Petits ronds droits aux guides.

L'ACIER

FABRICATION — EMPLOI

PAR

L. CAMPREDON
Chimiste-Métallurgiste

50 figures et 3 planches

PRIX : **6** FR.

« Vous avez traité d'une façon « remarquable les principales « questions qui se rapportent à « cette belle industrie; je suis « persuadé que ce livre sera con- « sulté par tous les savants, par « les industriels, ainsi que par « les praticiens les plus modes- « tes. »

(Lettre de M. E. FRÉMY, Membre de l'Institut, à l'auteur).

EXTRAIT DE LA TABLE DES MATIÈRES

I. Historique. Procédés métallurgiques. — II. Propriétés générales du fer et de l'acier. Propriétés physiques. Propriétés chimiques. — III. Métallurgie du fer. Fer natif. Minerai. Procédés métallurgiques. Affinage de la fonte. — IV. Fabrication de l'acier. Usage de l'acier. Produit final solide. Produit final pâteux. Produit final liquide. Acier fondu au creuset. Affinage de la fonte par l'air. Convertisseur Bessemer, Thomas, etc. Fours à sole, fours Martin acide, basique, à sole neutre, Martin-Siemens perfectionné. Métal basique. Appendice.

L'ALUMINIUM

FABRICATION
EMPLOIS — ALLIAGES

PAR

Ad. MINET

38 figures dans le texte.

PRIX : **4** FR. **50**

EXTRAIT DE LA TABLE
DES MATIÈRES

Principes et méthodes employés en métallurgie. Principes et méthodes appliquées en électrométallurgie. Description des procédés de fabrication de l'aluminium. — *Méthodes chimiques* : Sainte-Claire Deville, Netto, Knowles, Gerhard, Wilde, Webster, Baldwin, Faure, etc. — *Méthodes électriques* : Procédés Minet, Cowles, Heroult-Hall, Berg, Daniel, Dixon, Felt, Hampe, Kleiner, Kiliani, Roger, Brin, Bessemer, Farmer, Gérard-Léayer, Pearson, Stefamte. — *Propriétés et usage de l'aluminium et de ses alliages*, état naturel, analyse. *Aluminium chimiquement pur*. — *Alliages*. Fonte et moulage, alliages légers cuivre et aluminium, alliage lourds, bronze et laitons, ferro-aluminium, ferro-silicium-aluminium, affinage, fer mités, etc.

LIBRAIRIE BERNARD TIGNOL, 53 bis, QUAI DES GRANDS-AUGUSTINS

En souscription

DICTIONNAIRE

DE

CHIMIE INDUSTRIELLE

Contenant les applications de la chimie à l'industrie, à la métallurgie, à la pharmacie, à la pyrotechnie et aux arts et métiers.— Avec la traduction Russe, Anglaise, Allemande, Italienne, Espagnole de la plupart des termes chimiques.

PAR

A.-M. VILLON

Ingénieur-Chimiste, Professeur de Technologie chimique, Rédacteur-en chef de la *Revue de Chimie Industrielle*.

Les fascicules 1 à 12 sont en vente (décembre 1895) :

Fascicule 1 : *Abaca. — Acide azotique ;* 36 figures.
— 2 : *Acide azotique. — Acide phénique ;* 62 figures.
— 3 : *Acide phosphoreux. — Acide sulfurique ;* 75 figures.
— 4 : *Acide sulfurique. — Air ;* 44 figures.
— 5 à 12 : *Acide sulfurique* à *Chromates ;* près de 400 figures.

Mode de publication : L'ouvrage paraîtra en 36 livraisons, formera 3 volumes petit in-4. — Chaque volume contenant environ 1000 pages et 600 figures.

On peut souscrire, dès à présent, à l'ouvrage complet au prix de 75 fr.

Chaque fascicule se vend séparé au prix de 3 fr.

Un prospectus spécial sera envoyé à toutes les personnes qui en feront la demande par lettre affranchie.

REVUE DE CHIMIE INDUSTRIELLE

Revue des produits chimiques, couleurs, teinture, métallurgie, distillerie, pyrotechnie, engrais, combustibles. — Mécanique appliquée à la chimie industrielle. — Analyse industrielle, électro-chimie.

Rédacteur en Chef : A.-M. VILLON, Ingénieur-Chimiste

Avis important. — La Rédaction répond à toute demande de renseignements. — Tout ouvrage scientifique dont il sera envoyé deux exemplaires à la Rédaction sera annoncé et analysé, s'il y a lieu. — L'échange sera fait avec toutes les publications scientifiques françaises et étrangères adressées à la Rédaction. — Envoyer tout ce qui concerne la Rédaction à la librairie B. Tignol, 53 *bis*, quai des Grands-Augustins.

Les années 1890 à 1895, forment chacune un beau vol. in-4 broché.

Chaque année : **15** fr.

PRIX DES ABONNEMENTS :

France. . . . . **12** fr. | Étranger . . . . . **15** fr.

Les abonnements partent du 1er janvier de chaque année.

19 Mars 10

BULLETIN DE SOUSCRIPTION

Je soussigné, déclare souscrire à _____

_____

_____

_____

_____

Ci-inclus, pour solde un mandat postal de

_____

Nom _____

Qualité _____

Rue _____

Ville _____

SIGNATURE LISIBLE :

Avis important. — Tous les ouvrages sont expédiés franco lorsque le montant est joint à la demande ; dans le cas contraire, l'envoi est fait contre remboursement aux frais du destinataire.

Laval. — Imp. et stér. E. JAMIN, 8, rue Ricordaine.

BIBLIOTHEQUE NATIONALE DE FRANCE
3 7531 05030924 5