

# L'OR

SES PROPRIÉTÉS, SES GISEMENTS ET SON EXTRACTION

PAR

**MM. E. CUMENGE ET EDMOND FUCHS**

INGÉNIEURS EN CHEF DES MINES

avec la collaboration

DE

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

INGÉNIEURS CIVILS DES MINES

---

17596. — PARIS. IMPRIMERIE A. LAHURE  
9, RUE DE FLEURUS, 9

---

# L'OR

---

## TROISIÈME PARTIE

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

---

#### PREMIÈRE SECTION

##### EXPLOITATION ET TRAITEMENT DES MINERAIS AURIFÈRES

---

#### INTRODUCTION

La métallurgie d'un métal comme l'or, qui se trouve principalement à l'état natif dans la nature, paraît, au premier abord, devoir être d'une grande simplicité. En réalité il n'en est point ainsi : la variété des modes de gisements et, dans une mesure moindre, la diversité des affinités chimiques de l'or et de ses minerais, entraînent des divergences nombreuses dans les moyens mis en œuvre pour se procurer le métal précieux. Ces divergences sont d'autant plus intéressantes à signaler que, par suite de l'éloignement des lieux de production, elles sont encore peu connues en France, où pourtant les mots de *poudre d'or*, de *pépites*, de *quartz aurifère*, éveillent toujours la curiosité du public, comme tout ce qui touche à l'une des sources de la richesse.

Enfin et surtout, l'industrie de l'or a passé, dans les pays les plus divers et aux époques les plus variées, par une série de phases qui se sont succédé avec une régularité presque absolue et auxquelles correspondent autant de modes de traitement distincts. Nous les passerons tous successivement en revue, puisque aucun d'eux n'est encore entré définitivement dans le domaine de l'histoire.

Ils se divisent naturellement en deux grands groupes correspondant aux deux modes de gisements principaux de l'or : les alluvions et les filons.

Les *gîtes alluvionnels* ont été, depuis les temps les plus reculés, la source à laquelle l'homme a puisé tout d'abord, celle dont le mode de travail a subi les plus nombreuses fluctuations.

Au milieu de ces fluctuations, le *chercheur d'or* a conservé un outillage d'une simplicité et d'une identité presque complètes; cette persistance s'explique par l'uniformité de constitution des gîtes alluvionnels auxquels s'applique son travail, essentiellement et partout formés par des sables et des graviers au milieu desquels l'or natif est disséminé en pépites ou en fines parcelles.

Aussi, — depuis les époques légendaires de la conquête de la toison d'or de Jason et des exploits des Argonautes, dont la description nous apparaît comme une fiction de poète, tandis qu'elle n'est, sans doute, que le récit transfiguré des aventures d'un *orpailleur heureux*, jusqu'aux temps encore si proches de nous, mais qui auront bientôt aussi leur légende, où la *fièvre de l'or* s'empara des États-Unis et du monde entier, au récit des découvertes de 1848 en Californie — une simple peau de mouton, ou une couverture de laine, ou encore un instrument grossier de lavage, écuelle ou plat empruntés aux usages domestiques, sont-ils les outils primitifs que les *chercheurs d'or* se transmettent d'âge en âge, pour découvrir et récolter le métal précieux disséminé dans les alluvions.

Mais cette uniformité d'outillage est strictement limitée aux efforts isolés, et lorsque nous examinons la série des *procédés employés* collectivement pour arriver à une exploitation sur une grande échelle, nous voyons, au contraire, apparaître d'importantes divergences dues aux conditions locales, à la variété et surtout à l'extension des gisements auxquels le travail collectif, avec ses ressources en main-d'œuvre et en numéraire, a permis de puiser.

Aussi les perfectionnements de l'exploitation industrielle des graviers aurifères ont-ils été nombreux et rapides; mais, bien que les progrès ainsi réalisés aient amené cette industrie à un degré de perfection qu'il semble difficile de surpasser, l'étude sommaire des anciens procédés, quelque grossiers qu'ils puissent paraître, conserve, aujourd'hui encore, une raison d'être sérieuse et n'offre pas seulement un simple intérêt rétrospectif.

Si, d'une part, en effet, ainsi que nous avons essayé de le montrer dans la deuxième partie de notre travail, l'or a été recherché et exploité dans presque toutes les régions du globe, d'autre part, il existe encore de vastes contrées à peine explorées vers lesquelles se porte aujourd'hui même, ou se tournera tôt ou tard l'activité des *chercheurs d'or*, des *prospecteurs*, pour employer cette dénomination américaine si caractéristique.

Dans ces contrées, on verra se reproduire les deux grandes phases qui caractérisent la conquête du métal précieux : celle du début, où l'on réalise des gains *individuels* inespérés, au moyen des méthodes et des instruments grossiers de l'exploitation primitive, et celle de *l'exploitation industrielle*, dans laquelle toute la science de l'ingénieur suffit quelquefois à peine pour obtenir la légitime rémunération des capitaux considérables que nécessite alors, grâce

aux problèmes complexes que cette exploitation soulève, la mise en valeur des gisements alluvionnels.

Parallèlement à l'exploitation des alluvions, s'est développée celle des gîtes *filoniens* et, tout d'abord, celle des *filons de quartz aurifère*, qui forment actuellement la ressource principale de l'industrie de l'or.

L'or visible, qui se présente souvent dans les affleurements des filons de quartz, n'a pas manqué d'attirer l'attention des chercheurs; mais la nécessité de broyer à la main, dans de lourds mortiers, la matière quartzreuse résistante qui constitue la gangue à peu près exclusive du métal précieux, a toujours limité, dans ces gîtes, le travail individuel aux filons d'une richesse exceptionnelle; aussi les progrès de l'exploitation des mines métalliques et ceux de la construction du matériel des usines ont-ils seuls pu permettre l'exploitation fructueuse des filons de quartz, dont la richesse moyenne se chiffre par un petit nombre de grammes d'or seulement à la tonne de minerai.

À côté de ces deux types de gisements, les alluvions et les filons de quartz aurifère, dans lesquels l'or est la matière précieuse recherchée par excellence, la nature présente une autre catégorie de filons, caractérisée par la présence simultanée des deux métaux nobles, l'or et l'argent.

La grande découverte du seizième siècle, l'*amalgamation au patio*, qui donna un essor incomparable à la production de l'argent dans le monde moderne, eut, comme conséquence indirecte, une augmentation importante de la production de l'or. En effet, cette méthode d'amalgamation dirigée, dans l'esprit de son inventeur, vers l'extraction de l'argent seul, entraîne, du même coup, l'or libre coexistant avec l'argent dans les minerais; aussi a-t-elle constitué un progrès sérieux sur l'amalgamation directe, telle que pouvaient l'appliquer les Romains qui connaissaient déjà l'usage du mercure comme dissolvant de l'or.

L'amalgamation au patio permet le traitement de tous les *minerais simples*, c'est-à-dire, au premier chef, de tous ceux qui occupent la partie haute des filons; aussi s'est-elle maintenue jusqu'à nos jours au Mexique, au Pérou et dans les diverses contrées de l'Amérique centrale, où se rencontrent aujourd'hui encore de nombreux affleurements de gîtes auro-argentifères.

Mais, à mesure que l'exploitation de ces gîtes atteignait des parties plus profondes, leurs *espèces minérales* devenaient plus compliquées en même temps qu'elles changeaient de nature, si bien qu'il fallut, dans la plupart des cas, substituer à l'amalgamation au patio des méthodes nouvelles mettant en jeu des actions mécaniques plus puissantes et des réactions chimiques plus énergiques et plus compliquées.

Ces méthodes d'amalgamation rapides et perfectionnées ont surtout pris leur essor et leur plus large développement aux États-Unis, dans ce pays où l'on rencontre tout à la fois des *minerais auro-argentifères* complexes, d'abondantes ressources en combustibles, permettant de faire une large place à l'action mécanique, et surtout le sentiment profond — si caractéristique de la race anglo-saxonne — de la valeur du temps, considéré comme un facteur industriel de premier ordre.

Tous les procédés que nous venons d'énumérer deviennent malheureusement insuffisants lorsque les *bas métaux* (plomb, cuivre, zinc), au lieu d'être en quantité négligeable dans les minerais, sont, au contraire, en proportion suffisante pour gêner les réactions qui mettent en liberté les métaux précieux, ou encore lorsqu'ils possèdent par eux-mêmes une valeur industrielle utilisable.

On est alors obligé de recourir, pour ces *minerais complexes*, aux *procédés métallurgiques* proprement dits.

Ces procédés prennent tous les jours plus d'importance et, s'ils présentent encore de nombreuses imperfections, leur application constitue une étape importante dans la voie de la production de l'or. C'est à eux qu'appartient sans doute l'avenir, puisque les dépôts alluvionnels aussi bien que les parties hautes des filons s'épuisent successivement et avec rapidité, à cause des facilités mêmes de leur exploitation, et que l'on peut entrevoir l'époque où ce seront surtout les minerais complexes auxquels il faudra avoir recours pour subvenir aux besoins industriels, commerciaux et artistiques du monde civilisé.

Dans le cours de cette étude, nous serons fréquemment conduits à faire usage d'expressions anglaises pour caractériser soit les gisements, soit les procédés d'exploitation ou de traitement de l'or.

La race anglo-saxonne, en effet, semble prédestinée à porter sa domination sur toutes les contrées où se trouvent la grande majorité des sources de ce métal. Héritière, en ceci, de la race sémitique dans les temps anciens, et conservant, comme cette dernière, une prédilection marquée pour l'usage de l'or dans les transactions, elle a naturellement enrichi sa langue de toutes les expressions techniques nécessaires pour définir les divers modes de gisements et les opérations multiples de l'utilisation des minerais aurifères.

La race latine, au contraire, par le fait de la conquête de l'Amérique tropicale, a étendu sa domination sur les centres principaux de la production de l'argent, et ce sont les termes espagnols qui viendront naturellement sous notre plume, lorsque nous aurons à caractériser l'exploitation et la métallurgie des minerais auro-argentifères <sup>1</sup>.

---

1. Indépendamment des notes que nous avons pu recueillir dans nos voyages aux pays aurifères, nous avons fait de larges emprunts, pour la rédaction de cette partie de notre travail, aux nombreuses et intéressantes publications de notre ami le professeur Th. Egleston, du *Columbia college* de New-York, ainsi qu'à l'ouvrage considérable de Alfred G. Lock, publié, en 1882 à Londres, sous le titre : *Gold: Its occurrence and extraction*.

# CHAPITRE PREMIER

## EXPLOITATION DES ALLUVIONS

---

### CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES

Nous avons vu, dans la deuxième partie de cet ouvrage, que les alluvions aurifères pouvaient être divisées, *au point de vue géologique*, en trois classes distinctes :

1° Les *alluvions modernes*, essentiellement comprises dans les vallées actuelles. Elles ne dépassent jamais le *lit majeur* du cours d'eau, c'est-à-dire celui qui est occupé au moment des plus hautes crues, et elles sont toujours à découvert.

2° Les *alluvions anciennes des vallées*, encore rattachées aux cours d'eau actuels, mais correspondant à une époque où ces cours d'eau avaient des dimensions beaucoup plus considérables. Elles sont généralement à découvert et situées sur le flanc des vallées actuelles; mais quelquefois aussi elles occupent le chenal de ces vallées, où elles sont alors recouvertes par les alluvions modernes.

3° Les *alluvions anciennes des plateaux*, antérieures aux précédentes et correspondant à une époque dans laquelle l'orographie de la région était différente de l'orographie actuelle. Elles sont situées, tantôt dans la partie haute des vallées actuelles — et toujours, alors, à un niveau topographique supérieur aux précédentes — tantôt sur des plateaux, dans des dépressions correspondant à des vallées anciennes, soulevées par des phénomènes géologiques postérieurs à leur creusement. Elles sont fréquemment recouvertes, soit par des formations sédimentaires, soit par des coulées de roches éruptives, généralement *laviques*.

X *Au point de vue de l'exploitation*, le groupement de toutes ces alluvions se fait d'une manière différente.

Toutes les alluvions *non recouvertes*, modernes ou anciennes, peuvent être travaillées par les mêmes procédés d'extraction et de lavage à ciel ouvert.

Toutefois, quand les pentes sont considérables, ou lorsque les alluvions des

plateaux sont situées dans des régions profondément entamées par les vallées actuelles, on peut leur appliquer un mode spécial de travail, la *méthode hydraulique*, qui a joué un si grand rôle dans l'industrie de l'or en Californie.

Enfin, quand les alluvions sont *recouvertes* par une formation quelconque, alluvionnelle, sédimentaire ou éruptive, dont l'épaisseur est suffisante pour rendre impossible ou trop dispendieux le travail à ciel ouvert, l'exploitation se fait souterrainement, par des procédés analogues aux opérations de mines.

Au point de vue spécial qui nous occupe, les alluvions se divisent donc en trois groupes bien nets, caractérisés chacun par une méthode spéciale d'exploitation :

1<sup>o</sup> Les alluvions superficielles des vallées à faible pente (*shallow-placers*), exploitables par simple lavage (*sluicing*) ;

2<sup>o</sup> Les alluvions des vallées hautes à forte pente et des plateaux (*deep-leads*), exploitables par la méthode hydraulique (*hydraulic-mining*) ;

3<sup>o</sup> Les alluvions recouvertes (*gravel-mines*), exploitables souterrainement (*drift-mining*).

#### § 1. — ALLUVIONS SUPERFICIELLES DES VALLÉES A PENTE FAIBLE (SHALLOW-PLACERS)

##### A. MÉTHODES PRIMITIVES DU TRAVAIL INDIVIDUEL.

**Introduction.** — Nous avons eu plusieurs fois déjà l'occasion de signaler les procédés primitifs mis en œuvre pour retirer les paillettes d'or charriées par les cours d'eau ou emprisonnées dans les alluvions. Depuis les temps préhistoriques jusqu'à nos jours, dans les rivières de la Gaule et du nord de l'Espagne, dont les noms ont seuls conservé la trace de leur richesse, comme dans les fleuves inconnus de l'Afrique, la peau de mouton et la couverture de laine ont été l'instrument primitif, mais efficace, employé pour retenir les fines particules de métal entraînées par les courants.

Les *Placers* ou graviers de ces rivières aurifères ont, de tout temps, attiré l'attention des chercheurs d'or, grâce aux trouvailles qui ont pu y être faites de ces paillettes et de ces morceaux d'or natif toujours plus ou moins roulés, désignés sous le nom de *pépites*; aussi les orpailleurs de l'antiquité, comme les peuplades encore sauvages et les prospecteurs actuels de la Californie et de l'Australie, ont-ils vite trouvé le moyen de séparer les fragments d'or du gravier qui les renferme, autrement que par un pénible triage du métal précieux que son poids et sa couleur signalent avec tant de netteté.

La pesanteur spécifique si considérable de l'or permet, en effet, d'employer un instrument quelconque pour le séparer par lavage : une corne de bœuf fen-



due, un tronc d'arbre creusé, une poterie grossière sont des ustensiles encore en usage chez les peuplades africaines pour le travail individuel des placers. Nous avons vu, dans la première partie de cet ouvrage, que la *batée* en bois ou le *pan* en métal ont pu non seulement servir à la récolte de l'or, à l'origine du travail des riches placers de la Californie, de l'Australie et de la Guyane par leurs premiers pionniers, mais que, maniés par une main exercée, ces outils servaient encore aujourd'hui à déterminer la richesse des gîtes alluvionnels.

Ce sont ces différents instruments de lavage et leur mode d'emploi dont nous allons refaire ici la description, pour ne pas séparer tout ce qui a trait au travail primitif de l'or ; nous indiquerons, en particulier, la marche progressive que ce travail a suivie en Californie pour arriver au point où il se trouvait lorsque, les efforts individuels devenant impuissants, s'ouvrit l'ère de la période industrielle dans cette contrée.

#### a. DESCRIPTION ET MODE D'EMPLOI DES APPAREILS.

**Batée, Augette, Pan.** — Au point de vue de la forme, ces instruments sont, ou coniques, ou en forme de gouttière, ou à fond plat.

La première forme est employée à la Guyane et dans les placers de l'Afrique et paraît être l'instrument de prédilection de la race nègre.

Dans ces contrées, la *batée* est à section circulaire de 50 à 60 centimètres de diamètre et l'angle au sommet du cône est de 150 à 160 degrés ; elle est fabriquée d'une manière très simple par le creusement d'un bloc de bois.

Cette forme est, sinon la plus facile à manier, du moins celle qui utilise le mieux les propriétés du mouvement giratoire de l'eau pour la classification des substances. Aussi a-t-elle été conservée par les Européens et est-elle devenue entre leurs mains un instrument pratique de *prospection* ; mais, pour la commodité du transport, elle est généralement, dans ce cas, construite en fer battu.

Enfin on peut lui rattacher, comme application scientifique, les *laveurs Basin*, dont nous dirons un mot plus loin.

La seconde forme est surtout employée dans l'extrême Orient par la race jaune (Chinois, Tonkinois, Annamites, Malais, etc.). Elle consiste en une *augette* en bois, en forme de toit renversé très aplati. Les deux faces principales, formant gouttière sous un angle de 150° environ, ont une longueur de 35 à 40 centimètres et un écartement maximum de 25 à 30 centimètres. Le mouvement giratoire de l'eau y est remplacé par un mouvement alternatif qui donne une classification aussi complète peut-être, mais à coup sûr plus lente. En revanche, son usage exige moins d'habileté manuelle que celui de la *batée conique*.

La troisième forme est celle de l'ustensile de ménage dont se servent les *prospecteurs* américains, le *pan*, bassine circulaire évasée en fer battu.

De dimensions variables, le *pan* a généralement de 30 à 40 centimètres de diamètre à sa partie supérieure, et de 8 à 10 centimètres de hauteur.

Nous avons déjà dit, en parlant des essais sommaires des placers (1<sup>re</sup> Partie, Docimasia, p. 206), de quelle façon on se servait de cet instrument. Nous allons compléter cette description par quelques indications pratiques.

La série de mouvements à accomplir se décompose en plusieurs *temps* correspondant à des périodes distinctes :

1° Le pan est rempli de gravier aurifère (*Pay dirt*) jusqu'aux deux tiers environ de sa capacité, puis plongé soit dans un baquet, soit dans un trou rempli d'eau, soit enfin dans la partie tranquille et peu profonde d'un cours d'eau, suivant la rareté ou l'abondance de l'eau qu'on a à sa disposition; l'ouvrier laisse d'ordinaire reposer le *pan* sur le fond du bassin dans lequel il opère, de façon à ce qu'il ait l'usage de ses deux mains. Quelquefois cependant il tient l'outil d'une main dans l'eau, tandis qu'il travaille de l'autre. Tout le contenu du *pan* est alors remué et débourbé à deux mains ou à une seule; les rognons d'argile (*lumps*) que l'on rencontre sont broyés et malaxés entre les doigts jusqu'à ce qu'ils soient bien délayés. Lorsque toute la matière est dans la condition d'une bouillie claire homogène, la première partie de l'opération est terminée.

2° On prend alors le pan à deux mains, un peu en arrière de son diamètre, et on le soulève presque jusqu'au niveau de la surface de l'eau, puis on l'incline en avant, de façon à ce qu'un très léger mouvement giratoire, imprimé à la masse, dégage toutes les parties légères, les fasse passer par-dessus le bord du pan et les entraîne dans le baquet ou dans le cours d'eau. On continue ainsi en débourbant à nouveau, si besoin est, jusqu'à ce que l'eau qui s'écoule soit parfaitement claire. Il ne reste alors dans le pan que les pierres, le sable lourd, ordinairement noir, qui accompagne l'or dans les alluvions, et qui est surtout formé de pyrites et d'oxydes de fer, enfin la poudre d'or elle-même.

3° On enlève ensuite le pan hors de l'eau et on trie les gros morceaux. Avant de les rejeter, on doit les examiner soigneusement, afin de s'assurer qu'ils ne renferment pas d'or visible. On continue à rejeter les pierres stériles, en les prenant une à une ou en les repoussant au-dessus du bord jusqu'à ce qu'il ne reste qu'un peu de sable fin, le sable noir et l'or.

4° Le quatrième *temps* consiste à incliner le pan et à entraîner toute la masse par des mouvements ondulatoires et alternatifs, de façon à ce qu'elle se loge vers la partie inclinée sans déborder. On procède alors à des immersions graduées et successives, destinées à faire pénétrer une petite quantité d'eau à la surface de la matière et à la faire écouler ensuite au dehors. Ce petit courant alternatif entraîne les parties les plus légères, toujours ramenées à la surface par les mouvements du début de cette partie de l'opération. On répète d'ailleurs ces mouvements de classement et ces immersions graduées suivant la quantité de matière qui restait à laver. Pour être sûr de ne pas entraîner d'or, il est indispensable de pouvoir suivre de l'œil toutes les parties qui s'échappent et de modérer les mouvements vers la fin de l'opération.

La photogravure ci-contre (Pl. I, fig. 1) montre un prospecteur californien dans cette phase de son travail<sup>1</sup>.

1. Nous mettons sur la même planche une deuxième photogravure (fig. 2) représentant un mineur californien exploitant des graviers suivant la *méthode hydraulique*. La juxtaposition de ces deux figures fait bien ressortir le contraste existant entre le pénible travail individuel et la puissance prodigieuse développée sans efforts manuels par les derniers perfectionnements de l'outillage industriel.



METH DES DE LAVAGE DES GRAVIERS

Fig 1

Pl 1

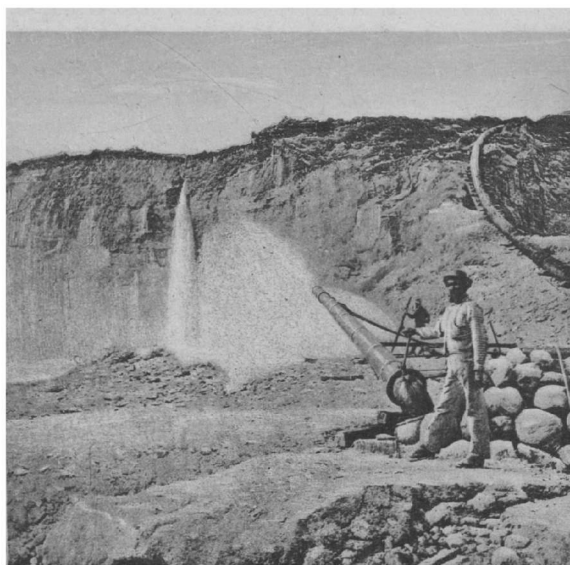
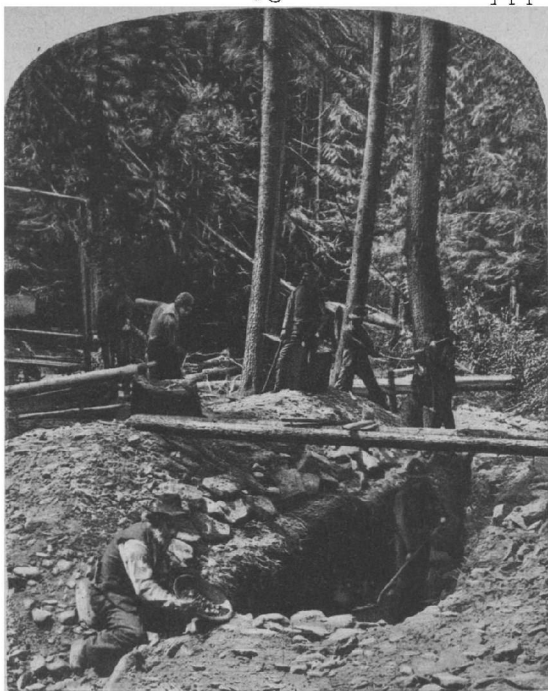


Fig 2

5° Dans la dernière phase, enfin, on retire le pan de l'eau, en y laissant une petite quantité de liquide. Par un adroit mouvement du poignet, on force le dernier sable à accomplir avec l'eau un mouvement giratoire dans la cavité circulaire formée par l'intersection du fond et de la paroi ; l'or ou sa *couleur* finissent par rester à *la queue* de la petite masse de sable. Le pan est alors incliné vers l'endroit où le sable s'est rassemblé, et ce dernier est lavé avec une petite quantité d'eau prise dans le creux de la main, que l'on verse sur lui ; le dernier sable est ainsi entraîné, et l'or reste en arrière avec le sable noir et les pyrites. Lorsque le sable noir est magnétique, on l'enlève avec un aimant. Plus ordinairement, on laisse sécher la masse et on se débarrasse du sable et des pyrites en soufflant dessus. L'amalgamation est rarement employée dans le travail d'extraction au pan ; nous avons fait voir (1<sup>re</sup> Partie, Docimasie, p. 208) comment on doit l'appliquer pour les recherches et les essais, afin de suppléer à l'habileté professionnelle, et comment elle peut servir de moyen préventif destiné à parer aux pertes d'or inhérentes à tout travail de lavage.

Le chercheur d'or s'inquiète généralement peu des pertes que son travail peut produire, car le temps qu'il emploierait à exécuter ce travail avec plus de précision est mieux utilisé, à son point de vue, à faire quelques batées de plus dans sa journée.

Dans la Sonora mexicaine, on facilite le travail du pan par un débouillage et un passage à la claie préalables dont l'emploi pourrait être généralisé. On amène pour cela, au besoin par une rigole, une certaine quantité d'eau devant l'alluvion à laver, préalablement découpée par une tranche à pente aussi raide que possible. L'eau de la petite flaque artificielle est projetée par pelletées contre l'alluvion, délayant l'argile et permettant au gravier restant d'être débarrassé à la claie des gros cailloux roulés. On obtient ainsi un sable aurifère enrichi qui réduit au tiers, au quart, et même dans une proportion plus forte encore, le travail de la batée.

**Berceau.** — Le Berceau, *Craddle* ou *Rocker*, succéda au pan comme instrument de concentration et, quoique abandonné presque partout où l'on peut se procurer de l'eau en abondance, il est encore quelquefois employé en Australie, et il reste l'instrument préféré des Chinois, dans le travail isolé auquel ils se livrent, en Californie, pour la reprise des débris d'anciennes exploitations.

Le *berceau* est une boîte rectangulaire en bois, ayant 1 mètre de longueur sur 0<sup>m</sup>,50 de largeur, reposant sur deux supports (*rockers*) pareils à ceux d'un berceau d'enfant, qui permettent d'imprimer un balancement à l'appareil. Cette boîte a l'un de ses petits côtés ouvert ; les trois autres sont formés par des parois verticales, ayant une hauteur commune de 0<sup>m</sup>,50 sur le petit côté et jusqu'à la moitié des parois longitudinales, ces dernières allant ensuite en s'abaissant vers le côté ouvert.

Une boîte carrée, de 0<sup>m</sup>,50 de côté, est fixée à l'arrière et repose sur les tranches des parois ; elle est munie de rebords de 0<sup>m</sup>,15, et son fond est formé par une tôle percée de trous de 0<sup>m</sup>,012 de diamètre. Au-dessous de cette petite boîte, formant grille, est tendue obliquement une toile ou une couverture de

laine, destinée à renvoyer vers le côté fermé du berceau les sables délayés qu'elle reçoit. Le fond de l'appareil est légèrement incliné vers le côté ouvert, et l'on y cloue deux tasseaux ou *riffles*, de 0<sup>m</sup>,025 de hauteur, placés, l'un près du milieu, l'autre près de l'extrémité inférieure.

La figure 3 indique ce dispositif.

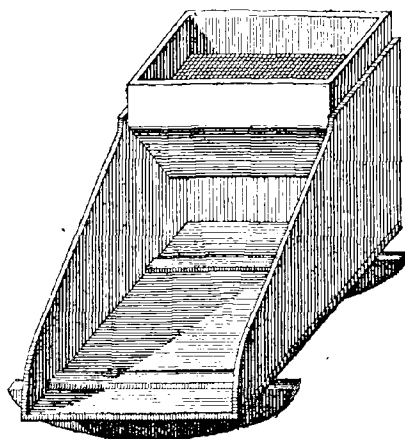


Fig. 3.

Les grosses pierres restant sur la grille sont enlevées à la main; les petites pierres, qui ont traversé cette dernière, sont laissées à dessein au milieu du sable pour lui donner moins de compacité et pour en faciliter le travail. L'or gros est retenu par les riffles, tandis qu'une partie de l'or fin reste sur la couverture.

Le mouvement du berceau doit être constant pour maintenir la masse dans un certain état de fluidité et l'empêcher de se tasser; si ce dernier cas se présentait, l'or s'en irait, en effet, au courant de l'eau, par-dessus la masse compacte.

La quantité d'eau employée dans le travail du berceau est de trois à quatre fois le poids du gravier traité; aussi l'instrument doit-il être installé près de l'eau, excepté dans le cas où cette dernière peut être amenée à peu de frais jusqu'au chantier. Sauf ce cas spécial, le gravier est transporté jusqu'au réservoir d'eau dans des seaux ou dans des brouettes; si la distance qui sépare le chantier d'extraction de l'appareil est trop longue, on charge le gravier dans des sacs et on le transporte à dos d'âne ou de mulet; quelquefois même on l'emmène par chariots.

Si un seul homme travaille au berceau, l'eau est reçue dans un trou creusé à sa droite; avec sa main gauche il fait mouvoir le berceau, et avec sa main droite il puise l'eau dans le trou et arrose la grille. Si le travail est fait par deux hommes, l'un transporte l'eau, tandis que l'autre fait mouvoir le berceau.

De temps en temps, l'on nettoie l'appareil; à cet effet, on enlève la grille et l'on retire la couverture qu'on lave dans un seau. Toute la matière accumulée

près des riffles est passée au *pan*, ainsi que le dépôt résultant du lavage de la couverture.

Un homme peut traiter au berceau environ un mètre cube et demi de gravier par jour; deux associés peuvent faire un travail trois fois plus considérable.

Lorsque l'or est fin, le berceau, quoique très peu coûteux, n'est pas une machine économique, car la plus grande partie de l'or fin est perdue.

Lorsque l'or est gros et l'approvisionnement d'eau incertain, c'est un instrument primitif assez pratique, mais d'un très faible rendement.

**Long-Tom.** — Le *berceau* fut bientôt remplacé par le *Long-Tom*, qui, pendant quelques années, parut un grand perfectionnement et qui est actuellement-encore employé en Australie et dans la Guyane hollandaise. Cet appareil consiste en une auge grossière qui a 0<sup>m</sup>,50 de large à sa partie supérieure, 0<sup>m</sup>,35 à sa partie inférieure et 4 mètres de long, et qui est terminée à sa partie inférieure par une plaque de tôle perforée, inclinée à 45°, permettant le passage des graviers, à l'exception des grosses pierres. Au-dessous de cette plaque se place l'extrémité d'une boîte, également inclinée et un peu plus large que la première, et dans laquelle se déversent les sables fins après leur passage à travers la grille, ainsi que le montre la figure 4 ci-contre.

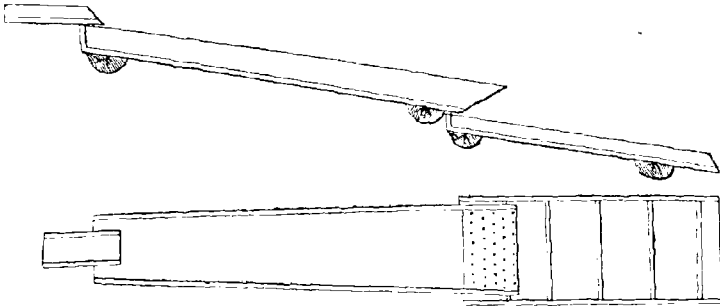


Fig. 4.

Une gouttière amène l'eau au sommet de l'auge dans laquelle les matières sont chargées, débourbées et agitées à la pelle et au râteau, en même temps que les pierres sont enlevées à la main.

Un ouvrier jette le gravier dans l'appareil; un autre le remue, brise les blocs d'argile et de terre et rejette les grosses pierres.

Le courant entraîne les sables dans la boîte inférieure, munie de *taquets* ou *riffles* qui arrêtent l'or et laissent écouler le courant sableux stérile. Deux ouvriers opérant sur le même appareil peuvent travailler 7 à 8 mètres cubes de gravier, soit cinq fois plus qu'un seul ouvrier opérant avec le *berceau*.

Le peu de longueur de l'appareil occasionne des pertes considérables d'or fin par voie d'entraînement; le mercure, que l'on ajoute quelquefois dans les *riffles*, atténue cette perte sans la faire disparaître. Aussi fut-on naturellement conduit à augmenter la longueur des boîtes, jusqu'à en faire un appareil distinct

de lavage qui reçut le nom de *Sluice-boxes* et qui ouvrit une ère nouvelle à l'exploitation des graviers aurifères.

**Sluice-boxes.** — Le *sluice* est en réalité un canal en bois dans la partie haute duquel se fait le débouage, tandis que le classement des matières s'effectue lentement tout le long du canal, par le mouvement même de l'eau.

Pendant plusieurs années, le *sluice* fut employé pour travailler la presque totalité des placers de la Californie; grâce à sa simplicité, il n'exige pas de capital proprement dit et il peut être employé avantageusement pour le travail d'individus isolés ou de petites collectivités.

La description de sa construction et de son emploi trouvera sa place dans l'étude des procédés employés pour l'exploitation industrielle des placers superficiels, des dépôts alluvionnels non recouverts, qui forment, d'après l'ordre suivi dans notre étude des gisements, la première subdivision des sources naturelles auxquelles l'industrie va puiser l'or de nos jours.

**Auge sibérienne.** — Pendant que l'initiative individuelle faisait ainsi péniblement progresser le travail des alluvions dans un pays neuf, entièrement privé de traditions, comme la Californie, on voyait se perpétuer, à l'extrémité nord du continent européen et dans les vallées sibériennes de l'Obi, du Jenisseï et de la Léna, l'usage de l'*auge sibérienne*. Cet appareil, aussi simple dans sa construction que le *berceau* ou le *long-tom*, en diffère notablement par le mode de travail. Il exige, en effet, l'intervention constante de l'ouvrier, et c'est de l'habileté professionnelle de ce dernier que dépend le succès de son emploi. Aussi n'est-il applicable que dans les pays à population ouvrière stable où la main-d'œuvre a peu de prix; son usage peut alors être transmis de père en fils et son maniement peut y acquérir une perfection telle qu'il constitue, entre des mains ainsi exercées, un mode d'essai industriel d'une grande précision.

**Description de l'appareil.** — Nous ne croyons pas inutile de reprendre ici la description de cet appareil, déjà donnée dans la première partie de notre travail, afin de permettre sa comparaison avec les outils californiens. Il présente, d'ailleurs, quelques variantes, et celui que nous allons étudier ici, comme engin d'exploitation, a des dimensions notablement supérieures à celles de l'outil de *prospection* décrit dans la Docimasie.

Les matières aurifères travaillées à l'auge sibérienne sont des graviers ou des terres argileuses; chacune de ces deux classes de minerais exige une disposition spéciale de l'appareil.

L'auge employée pour les graviers se compose (fig. 5) d'une caisse rectangulaire ouverte par le haut et à l'une des extrémités; le caisson de débouage est recouvert d'une planche percée ou d'une tôle perforée formant crible; l'ouverture des trous est de 0<sup>m</sup>,01 à 0<sup>m</sup>,02. Sur ce crible, on charge à la pelle le minerai tout-venant. Le fond du caisson est séparé de la table de lavage proprement dite par un double seuil en bois, ayant 0<sup>m</sup>,05 à 0<sup>m</sup>,06 de hauteur, qui arrête les matières les plus lourdes. La table, légèrement inclinée, est tantôt formée par une surface unique, formant la suite du fond du caisson, tantôt



reliée à ce dernier par une tablette horizontale, également terminée par un petit tasseau. Sa partie inclinée, longue d'environ 6 mètres, est divisée en deux parties par un tasseau transversal et terminée par un dernier tasseau occupant toute la largeur de la table.

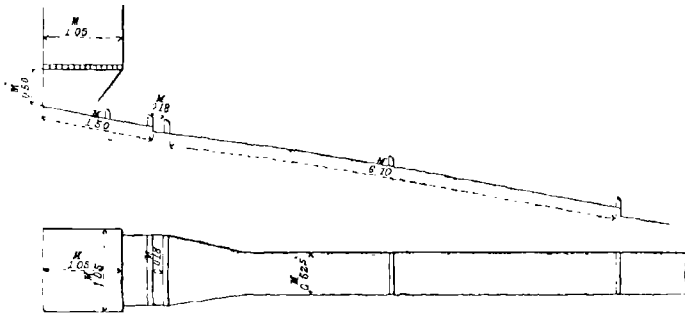


Fig. 5.

L'auge employée pour les terres argileuses ne diffère de la précédente que par son caisson de débouillage. Ce dernier est généralement dépourvu de crible, mais il est divisé transversalement en deux parties par une planche qui ne descend pas jusqu'au fond du caisson. Les mottes sont écrasées par l'ouvrier dans l'espace compris entre cette planche et le fond de la caisse, puis désagrégées par l'eau fournie par le réservoir supérieur. Cette eau entraîne les sables et l'or sur la table de lavage qui est disposée comme dans l'appareil précédent.

**Mode de travail.** — Contrairement à ce qui avait lieu, surtout au début, dans l'usage des appareils californiens, on facilite la récolte de l'or dans l'auge sibérienne à l'aide du mercure. Celui-ci est généralement mélangé au gravier lui-même sur la table de débouillage dès le début de l'opération, surtout quand l'or est en *paillettes* fines; à cet effet, on asperge la masse par quelques gouttelettes de mercure, la proportion de métal employé étant proportionnelle à la teneur approximative du minerai, teneur déterminée par les essais préliminaires ou en cours, faits sur l'ensemble du gisement.

D'autres fois, cependant, on n'ajoute le mercure que lorsque la concentration du *schlich* est assez avancée et qu'il ne contient plus, avec l'or, que des sulfures métalliques et de la magnétite. Enfin, et tout à fait exceptionnellement, quand l'or est gros, on peut le recueillir sans l'intervention du mercure, mais on risque toujours alors de perdre les parcelles les plus fines du métal précieux.

La quantité de mercure employée est toujours extrêmement faible et ne dépasse pas dix fois le poids de l'or contenu, si bien qu'après toute opération bien faite, le mercure doit se trouver complètement à l'état d'amalgame.

L'opération elle-même comprend quatre périodes : le débouillage, la réduction du sable en *schlich gris*, la réduction du *schlich gris* en *schlich noir*, et

l'extraction de l'amalgame d'or (ou exceptionnellement de l'or natif) du *schlich noir*.

*Débouillage.* — Pour faire le débouillage, on jette les graviers, par pelletes, sur le crible supérieur et on les arrose abondamment, soit à l'aide d'un ou de plusieurs robinets fixés à un réservoir d'eau placé au-dessus de l'appareil, soit, plus généralement au moyen d'une lance alimentée par une pompe à bras.

L'eau entraîne toutes les matières fines à travers le crible dans le caisson et laisse les cailloux qu'on rejette aussitôt qu'ils sont bien lavés. Les matières argileuses, traitées dans l'appareil qui leur est spécial, donnent également des sables qui se rassemblent au fond du caisson de débouillage.

Le débouillage des sables ainsi obtenus s'achève sur la première partie de la table inclinée (fig. 5).

L'ouvrier fait descendre dans cet espace les sables arrêtés par les deux premiers tasseaux et les remonte constamment à la rencontre du courant d'eau à l'aide d'une raclette en bois sans dents, pourvue d'un manche. Il enlève ensuite le tasseau du milieu de la table et ramène de même, vers le haut de la table, les sables qui avaient passé par-dessus ce tasseau et qui s'étaient accumulés contre le tasseau terminal.

*Réduction du sable en schlich gris.* — Quand le débouillage est achevé, l'ouvrier diminue la venue de l'eau et fait subir à tous les sables réunis la double action de l'eau et de la raclette; il prolonge cette action jusqu'à ce que l'eau qui passe soit parfaitement claire et que le produit du lavage soit principalement composé de pyrites.

On donne aux sables ainsi enrichis le nom de *schlichs gris*.

*Concentration du schlich gris en schlich noir.* — La concentration des schlichs gris se fait tantôt sur le même appareil, tantôt sur un appareil analogue, mais de moindres dimensions. Dans le premier cas, elle n'est que la prolongation de l'opération précédente, l'ouvrier continuant à soumettre le schlich gris à la double action de la raclette et du courant d'eau, et celui-ci étant gradué de manière à entraîner les dernières parcelles de quartz, toutes les matières demi-lourdes telles que les grenats, le rutile, la tourmaline, etc., et même toutes les pyrites fines.

Au bout d'un certain temps, il ne reste plus, sur la table, que l'amalgame (ou éventuellement l'or natif), la magnétite et les gros grains de pyrite, c'est-à-dire le mélange auquel on a donné le nom de *schlich noir*.

Lorsque le schlich gris est en faible proportion et qu'il n'y a aucun intérêt à l'enrichir isolément, on préfère quelquefois ne faire sa réduction en schlich noir que lorsque l'on en possède une certaine quantité, c'est-à-dire après un certain nombre de concentrations de sables en schlichs gris. Dans ce cas, la production de schlich noir peut être réalisée sur des appareils de plus petite dimension, sur lesquels le maniement des matières à laver présente plus de facilité. Le lavoir de concentration le plus communément employé dans l'Oural n'a que 1<sup>m</sup>,475 de longueur sur 1 mètre de largeur, c'est-à-dire les dimen-

sions de l'appareil servant aux études préparatoires (1<sup>re</sup> Partie, Docimasia, p. 210).

*Extraction de l'or du schlich noir.* — Quel que soit l'appareil sur lequel on a fait la concentration du schlich noir, l'extraction de l'or de ce schlich (soit à l'état d'amalgame, soit à l'état d'or natif) s'effectue toujours de la même manière. L'ouvrier ramène tout le schlich noir sur la partie antérieure de la table inclinée et, après avoir encore diminué la venue d'eau, il étale le schlich uniformément sur cette table à l'aide de brosses, puis il le travaille, sous l'action du courant d'eau, avec une petite raclette à manche court; quelquefois même, il achève le travail à la main, en se mettant à genoux devant la table de lavage. Cette dernière partie de l'opération est extrêmement délicate et exige une grande habileté professionnelle. Elle est toujours faite par des ouvriers spéciaux et, dans le cas de grandes exploitations, par un contremaître, ainsi qu'on le verra plus loin.

L'opération est prolongée jusqu'à ce qu'il ne reste plus, avec l'amalgame ou l'or natif, qu'un peu de fer oxydulé. Ce dernier est alors enlevé par un aimant.

Lorsque l'on traite des quantités importantes de schlichs noirs sur un lavoir, il est prudent de ne pas laisser perdre les rebuts du lavage, mais de les faire passer sur une petite table dormante, munie d'un ou de deux tasseaux contre lesquels les parcelles d'or ou d'amalgame qui auraient échappé à la concentration viennent s'accumuler avec les autres parties lourdes des sables.

Ces matières sont recueillies tous les trois ou quatre jours et relavées avec les schlichs gris.

L'appareil que nous venons de décrire traite à la fois 15 pouds (240 kilogrammes) de gravier; il permet le travail isolé; cependant, d'ordinaire, l'opération est faite par 4 ouvriers (souvent 1 homme et 3 femmes) qui peuvent passer 300 pouds par journée, soit environ 5 tonnes de minerai.

**Vannage des graviers dans les placers secs.** — Il existe sur la surface du globe des régions désertiques où le manque d'eau ne permet l'emploi d'aucun des appareils que nous venons de citer; on a alors essayé de remplacer l'action classificatrice de l'eau par celle de l'air.

On y a réussi, d'une façon grossière, en *vannant* les sables, débarrassés à la main de leurs grosses pierres, dans une couverture tenue par deux ouvriers; les résidus que le vent ne peut emporter, et qui sont à la fois plus considérables et moins nettement séparés des poussières stériles que ceux obtenus par lavage, sont enrichis, soit dans un *pan*, soit d'une façon encore plus rudimentaire, en soufflant dessus, soit plus complètement par voie d'amalgameation.

On a même, pour ces placers secs, dont l'intérieur de la Basse-Californie nous offre un exemple, réalisé des progrès analogues à ceux que nous avons signalés dans les appareils de lavage, par l'invention de machines à courant d'air; mais l'expérience n'a pas consacré le plein succès de ces appareils.

## b. CONDITIONS ÉCONOMIQUES DU TRAVAIL INDIVIDUEL.

Les conditions économiques du travail individuel sont toujours onéreuses, si on les rapporte à l'unité de métal produit, l'action personnelle de l'homme, plus dispendieuse que celle de la machine, ne s'exerçant jamais que sur de très faibles quantités. Ces conditions sont de plus extrêmement inégales, la valeur à attribuer à la journée du laveur d'or variant dans d'énormes proportions, suivant qu'il s'agit du sauvage, pour lequel le temps est sans valeur propre, ou de l'ouvrier issu d'une civilisation raffinée, qui ne consent à se livrer au métier de pionnier et à subir les privations multiples de la vie d'aventures, que s'il a l'espoir d'y trouver une rémunération exceptionnelle ou tout au moins supérieure à celle que peut lui offrir le travail régulier dans les centres industriels.

La comparaison deviendrait plus facile si l'on voulait se borner à mettre en parallèle le poids des matières traitées par jour dans chaque appareil, ce poids ne dépendant plus alors que de la bonté de l'outil et de l'habileté de celui qui le manie.

Mais les données de cette nature sont difficiles, sinon impossibles à recueillir, et nous ne pouvons que rappeler ici les limites entre lesquelles oscille l'effort journalier de l'homme lorsqu'il s'agit de transporter ou de remuer des terres et des graviers. Dans les meilleures conditions de climat et d'énergie physique, ce travail ne peut dépasser 150 à 160.000 kilogrammètres, ce qui revient à dire qu'un ouvrier peut charger, à l'aide de jets de pelle, 9 à 10 mètres cubes de gravier, au plus, par jour, dans un réceptacle placé à un mètre de hauteur.

Cette quantité est réduite au cinquantième environ dans le lavage de l'or, où il s'agit à la fois de piocher, de charger la matière et d'en opérer le débouillage et le lavage dans un appareil de petite dimension. Aussi un orpailleur habile ne peut-il laver que 15 à 20 *batées* par jour, soit 150 à 200 litres de gravier.

Avec le *berceau*, on évalue à un mètre cube et demi environ la quantité que peut passer journallement un ouvrier isolé; avec le *long-tom*, cette quantité peut atteindre trois mètres cubes, et si, dans l'*auge sibérienne*, elle ne dépasse pas un mètre cube, cette infériorité est compensée par une plus grande perfection dans le travail.

Pour que la comparaison précédente fût complète, il faudrait faire entrer en ligne de compte l'importance relative des pertes de métal précieux qui dépendent, à la fois, de l'état auquel se trouve l'or et de l'habileté de l'ouvrier, la nature de l'outil ne jouant qu'un rôle secondaire.

Cette comparaison n'a jamais été faite, car elle n'a qu'un faible intérêt pour les opérateurs isolés. Ceux-ci, en effet, n'ont leur raison d'être que lorsqu'ils se placent dans l'une ou l'autre des deux conditions suivantes : l'exploitation à *temps perdu* des contrées sauvages, telle qu'elle peut être faite par leurs habitants mêmes, ou l'utilisation fiévreuse de placers exceptionnellement riches, telle qu'elle pouvait être effectuée, par exemple, par les pionniers du Far-West lors de la découverte des placers de la Californie.

Dans cette dernière contrée, en effet, grâce à la richesse originelle des dépôts, d'où les paillettes et les pépites d'or n'avaient encore été enlevées par aucun travail antérieur, la facilité de travail était telle qu'il n'était pas rare de voir un laveur d'or réaliser, avec le simple *pan*, un gain journalier de plusieurs centaines de dollars. Aussi comprend-on que le mineur ait eu à l'origine, et qu'il ait même encore aujourd'hui — et cela bien que les gains exceptionnels soient devenus beaucoup plus rares — plus d'intérêt à augmenter le nombre de ses batées qu'à les mieux soigner pour diminuer les pertes d'or inhérentes au travail.

Cette mise au second plan des pertes dans les traitements métallurgiques est, du reste, un des traits caractéristiques de l'industrie minière des États-Unis. Les Américains ont devant eux, à l'heure actuelle, un champ minier assez vaste pour se contenter de procédés même imparfaits, pourvu que, suivant leur expression, ces procédés *payent* et permettent de travailler *en grand*; ils se soucient peu d'y apporter les perfectionnements qui réduiraient la masse sur laquelle ils opèrent, ou qui augmenteraient la durée des opérations.

Aussi les matières qu'ils dédaignent aujourd'hui, bien qu'elles renferment encore une proportion plus ou moins élevée de métaux précieux, les minerais qu'ils jugent trop pauvres, les rebuts ou *tailings* de leurs exploitations, — que ce soient les graviers imparfaitement appauvris, transformés en alluvions modernes dans le fond des vallées qu'ils recouvrent, et dans le lit modifié des cours d'eau qu'ils encombrant, ou les *dumps*, halles accumulées à la bouche des mines, — enfin les scories imparfaitement dépouillées de leurs métaux utilisables, sont-ils des réserves sans cesse croissantes, où viendront sans doute puiser les générations futures, réalisant alors sur une échelle immense cette utilisation des débris antiques qui vient de s'effectuer de nos jours en Sardaigne et dans le Laurium grec, sur les *Eckboladès* et les scories rejetées par les mineurs et les métallurgistes du siècle de Périclès.

## X B. TRAITEMENT INDUSTRIEL DES ALLUVIONS SUPERFICIELLES DES VALLÉES A FAIBLES PENTES.

**Introduction.** — L'exploitation individuelle des *Placers* est fatalement destinée à n'avoir qu'une durée limitée; c'est ce qui est arrivé pour la Californie, dont les alluvions modernes ont livré de très grandes quantités d'or pendant les trois ou quatre années qui suivirent les découvertes de 1848<sup>1</sup>, mais dont les bons endroits furent promptement gaspillés ou épuisés par l'exploitation désordonnée entreprise par les milliers d'aventuriers qui s'abattirent sur cette région de tous les points du globe.

Ces faits doivent nécessairement se reproduire dans toutes les contrées que des découvertes fortuites ou des *prospections* voulues mettent en lumière. Mais l'anarchie et le désordre provoqués par l'accumulation d'une population hétérogène, animée de la *fièvre de l'or*, dans un pays sans lois et sans administra-

1. Voir les détails historiques et statistiques contenus dans la deuxième partie de cet ouvrage.

tion ne peuvent être de longue durée : la nécessité de défendre son gain, ou ce que chaque nouvel arrivant considère comme sa propriété, force les individus à s'associer et à déterminer, par quelques conventions spéciales, le droit de chaque groupe à travailler sur une partie séparée de terrain. Les *comités de vigilance*, avec la *loi de Lynch* comme conséquence, font respecter ce droit embryonnaire, jusqu'à ce qu'un gouvernement régulier intervienne et stipule l'étendue de ces champs de travail, ou *claims*, en garantisse la possession et en détermine le mode de transmission.

L'*exploitation industrielle* commence à ce moment et nous allons étudier les méthodes qu'on lui applique.

#### a. APERÇU DES MÉTHODES DE TRAITEMENT DES ALLUVIONS.

A l'inverse de ce qui a lieu pour le travail individuel, l'*exploitation industrielle* des alluvions aurifères des vallées à faible pente (*shallow placers*), se modifie suivant l'allure géologique de ces alluvions.

Sans revenir sur ce qui a été dit avec détails, dans la deuxième partie de cet ouvrage, sur la constitution et le mode de formation des alluvions, nous rappellerons ici les deux considérations suivantes :

1° La plus grande partie des dépôts alluvionnels s'est formée à une époque où les cours d'eau s'élevaient dans les vallées à une hauteur plus grande et s'y étalaient sur une largeur plus considérable qu'aujourd'hui ; aussi la presque totalité de la masse de ces *alluvions anciennes* est-elle actuellement émergée, les *alluvions modernes* seules étant comprises dans le *lit majeur* du cours d'eau ;

2° Quelle que soit l'époque de leur dépôt, les graviers et les limons alluvionnels ont obéi aux lois générales de l'hydraulique, c'est-à-dire qu'une véritable préparation mécanique et, par suite, un enrichissement en or se sont effectués dans toutes les régions dans lesquelles le cours d'eau a ralenti son mouvement par une cause quelconque, ou a été dévié de sa direction rectiligne.

La première de ces considérations nous montre que les alluvions sont, tantôt baignées par le cours d'eau d'une façon continue ou intermittente, tantôt définitivement asséchées et placées à des altitudes souvent considérables ; c'est ainsi que, pour choisir un exemple dans ce qui se passe sous nos yeux, il existe, dans la vallée de la Seine, une nappe de graviers alluvionnels dont le niveau s'élève à quelques mètres seulement au-dessus du fleuve (Champ de Mars, plaine de Clichy) et au moins une autre nappe (forêt de Saint-Germain, etc.) située à une quarantaine de mètres plus haut.

Les *alluvions basses* sont généralement recouvertes de limon ; celui-ci est sableux si le cours d'eau est assez rapide, comme c'est le cas des affluents des rivières de la Californie ; il devient argileux, tourbeux et fait même place à la tourbe à mesure que la pente générale de la vallée diminue jusqu'à être presque nulle, comme cela a lieu pour les fleuves de la Guyane et de la Sibérie.

Lorsque les graviers ainsi recouverts sont aurifères, ces limons et ces tourbes constituent des couches sans valeur qui masquent les couches utilisables et

compliquent leur exploitation. Cette complication est fréquemment aggravée par la végétation forestière qui recouvre les alluvions en pays vierges, c'est-à-dire dans les régions où les vallées ne sont pas encore soumises à la culture.

Toutes les alluvions basses sont, en outre, imprégnées par les eaux d'infiltration ; aussi est-on souvent obligé de les assécher avant de pouvoir les utiliser. Les travaux d'assèchement ont leur maximum d'intensité lorsqu'il s'agit de travailler le lit même des rivières actuelles.

Enfin, à tous ces travaux en terrains stériles vient s'ajouter l'enlèvement d'une partie du gravier lui-même, qui, quoique aurifère, n'est pas utilisable industriellement ; car il est à remarquer que l'or est presque toujours concentré dans les parties les plus profondes des alluvions, quel que soit d'ailleurs le mode suivant lequel s'est effectué cet enrichissement.

La seconde considération invoquée plus haut donne les raisons de l'inégale distribution du métal précieux dans la masse du gravier aurifère proprement dit. On comprend, en effet, que, d'une manière générale, la concentration ait surtout lieu dans les régions où le mouvement de l'eau peut donner naissance à une véritable préparation mécanique des matières en suspension. C'est ainsi que les pépites et les paillettes les plus grosses se trouvent généralement dans le voisinage immédiat de leur gisement primitif et que des concentrations accidentelles s'observent dans les inégalités de la roche du fond (*bed-rock*) et dans toutes les parties où le cours d'eau présente, soit un changement brusque de direction et forme alors des *barres*, soit des changements de vitesse et des remous localisés dans les parties concaves de ses rives.

On voit donc quelle utilité offre l'étude complète de l'orographie que le cours d'eau a présentée à toutes les époques, puisque cette étude seule permet de déterminer, aussi exactement que possible, la position actuelle ou ancienne des remous et des zones d'enrichissement qui en sont la conséquence.

Cette étude est purement *topographique* quand il s'agit de cours d'eau actuels, et, dans ce cas, ce sont les anses et les barres qui doivent être relevées, puis explorées en premier lieu.

Quand il s'agit de graviers émergés depuis longtemps, la détermination du *chenal* ancien est beaucoup plus délicate et exige un *examen géologique* soigné ; enfin la difficulté atteint son maximum quand les alluvions aurifères sont recouvertes par des dépôts plus récents, eux-mêmes alluvionnels ou formés par des coulées laviques, ainsi que nous le verrons plus loin. Une véritable *exploration industrielle*, opérée à l'aide de sondages ou de puits, est alors le complément nécessaire de l'investigation géologique du *chenal* ancien.

Ces prémisses suffisent à montrer combien sont variables les conditions dans lesquelles se présentent les alluvions ainsi que les travaux préparatoires qu'exige leur utilisation : déboisement, enlèvements des alluvions stériles, détournement des cours d'eau, assèchement des chantiers, etc., ces divers travaux ayant un caractère distinct suivant les régions du globe où ils doivent être effectués. C'est après leur exécution seulement qu'il est possible de procéder au lavage proprement dit.

Mais alors, au contraire, à la complication qu'avaient présentée les travaux préparatoires succède la simplicité, presque l'uniformité même des moyens mis en jeu pour opérer le lavage.

La méthode consiste à accumuler les graviers dans un canal naturel ou artificiel, et à les soumettre à l'action d'un courant d'eau qui les désagrège, les débourbe et les classe en les entraînant.

Pendant ce mouvement, les parcelles d'or tendent à gagner le fond du canal, et l'on peut admettre, en général, qu'elles sont *sauvées* dès qu'elles ont atteint ce fond; toutefois, pour éviter, autant que possible, qu'elles soient entraînées de nouveau, on les y retient par des obstacles physiques complétés, lorsque l'or est en parcelles fines, par l'action dissolvante du mercure.

Ce canal dans lequel s'opère le classement, et dont tous les autres appareils ne sont que des modifications locales, a reçu, en Amérique, le nom de *sluice* que nous lui conserverons, faute d'une expression française équivalente.

Nous allons donc exposer successivement l'ensemble des *travaux préparatoires* de l'exploitation d'un gîte alluvionnaire, puis décrire la constitution et le fonctionnement du *sluice* et de ses variantes, enfin déterminer les conditions économiques du fonctionnement de ces appareils.

#### b. TRAVAUX PRÉPARATOIRES.

**Investigations préliminaires ou prospections.** — Nous avons exposé au chapitre de la Docimasie (p. 203, 204, 205) les opérations principales dont se compose la prospection d'une alluvion aurifère, au point de vue de la détermination de sa richesse; nous rappellerons donc simplement ici que, dans le cas d'alluvions non recouvertes, cette investigation doit comprendre les éléments suivants :

1° Un *levé topographique et orographique* avec cotes ou courbes de niveau, permettant de déterminer les conditions de l'écoulement des eaux, les limites de l'assèchement possible et le mode à adopter pour l'évacuation des déblais ;

2° Une *étude géologique*, embrassant d'abord les terrains alluvionnels et précisant leurs limites, ainsi que celles des dépôts stériles qui recouvrent les graviers aurifères proprement dits. Cette étude doit porter, en outre, sur les roches qui servent de support à l'alluvion, et l'on doit s'attacher tout particulièrement à la recherche, et au report sur les cartes, de l'emplacement des roches susceptibles d'être aurifères dans leur masse (diorites, diabases, serpentes, gabbros, trachytes, chlorophyllites, etc.) et surtout de celui des filons, veines ou veinules de quartz aurifère qui peuvent se trouver dans la région.

C'est, en effet, à ces roches et à ces filons qu'est empruntée, comme on sait, la presque totalité de l'or contenu dans les alluvions, et c'est, par suite, dans leur voisinage que l'on peut espérer rencontrer les placers les plus riches et surtout ceux où se trouve la plus forte proportion d'or *gros*.

3° La *prospection* proprement dite, consistant dans le creusement systéma-



tique d'une série de tranchées et de puits transversant tout le terrain aurifère jusqu'au *bed-rock* et fournissant un échantillonnage, sur une grande échelle, de ce terrain.

Le nombre et l'importance de ces travaux de prospection varient avec l'allure du gîte et doivent augmenter avec l'irrégularité de la distribution de l'or. Nous avons déjà donné (Première Partie, p. 205) un exemple des dispositions adoptées à cet effet dans la Sibérie occidentale.

La façon systématique dont ces prospections sont conduites dans cette région, ainsi que le développement des aires auxquelles elles s'appliquent, nous engageant à donner quelques détails complémentaires sur la manière dont s'y effectue la détermination de l'extension et de la richesse des gisements.

Les recherches se font toujours à l'aide de puits, creusés d'abord aussi près que possible du lit actuel de la rivière et alternativement sur ses deux rives, ces puits étant distants l'un de l'autre de 50 à 75 mètres.

Lorsque ces premières fouilles ont donné un résultat satisfaisant, on procède à l'exploration détaillée dont le but est de déterminer : les limites de la couche aurifère exploitable, sa puissance, l'épaisseur de la couche d'alluvions stériles (tourbes et sables) qui la surmontent, la teneur moyenne en or, la nature de ce dernier ainsi que celle des sables au milieu desquels il est disséminé.

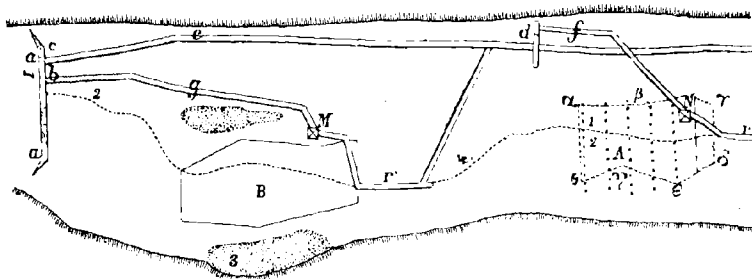


Fig. 6.

À cet effet, ainsi que le montre la fig. 6, on creuse une série de puits par rangées transversales atteignant les limites du terrain alluvionnel. La distance entre les puits d'une même rangée varie de 3 à 8 *sagènes* (6<sup>m</sup>,50 à 17<sup>m</sup>) et la distance entre deux rangées consécutives est de 10 à 25 *sagènes* (21<sup>m</sup> à 53<sup>m</sup>) ; chaque puits a une section de 2 *archines* sur 2 *arch.* et demie (1<sup>m</sup>,45 sur 1<sup>m</sup>,80) lorsque sa profondeur n'excède pas 2 à 3 *sagènes* (4<sup>m</sup> à 6<sup>m</sup>). Quand les puits sont plus profonds, leur section transversale a 3 *archines* de côté (2<sup>m</sup>,20 sur 2<sup>m</sup>,20). Les fouilles sont creusées à la pelle et au pic, et les déblais enlevés au moyen de seaux à bascule ou de treuils à bras. L'eau est enlevée de même quand elle n'est pas trop abondante ; dans le cas contraire, on emploie de petites pompes à bras.

On n'a généralement pas besoin de boiser les puits de prospection lorsque leur profondeur est peu considérable et que le terrain n'est pas ébouléux ; quelquefois, lorsque le terrain est argileux et que l'on doit s'enfoncer assez profondément

ment pour atteindre la couche exploitable, la fouille est faite en entonnoir. Enfin, le boisage des puits s'impose lorsque les parois se maintiennent difficilement.

Lorsque la venue d'eau est trop considérable pour être maîtrisée par des seaux ou des pompes à bras, on profite de ce qu'en hiver le sol est gelé sur une grande profondeur pour creuser les puits pendant cette saison. Les matières congelées extraites sont entassées aux abords du puits pour être traitées au printemps suivant.

Enfin, quand la fouille doit être profonde (15 à 30 mètres) et doit traverser des terrains argileux, ou des graviers gras à petits éléments, elle est parfois exécutée à l'aide de sondages soit à la tarière, soit au trépan à chute libre.

Les matières retirées de la fouille sont toujours déposées en trois tas distincts : les terres tourbeuses, les sables et les graviers stériles (*galka*), enfin les sables exploitables dont la reconnaissance est faite, au fur et à mesure du travail, au moyen d'essais successifs à la batée.

Les sables exploitables sont finalement lavés dans l'appareil de prospection que nous avons décrit dans la 1<sup>re</sup> Partie (Docimasia, p. 206).

Lorsque la couche est puissante, comme cela a lieu dans la région de l'Yénis seï, la matière à laver serait trop considérable et on la subdivise en quatre tas correspondant chacun au quart de l'épaisseur totale de la couche. On prélève ensuite, sur chacun de ces tas, 2 à 3 pouds (52 à 48 kilogrammes) de matière et on lave séparément les échantillons ainsi prélevés.

Les résultats de toutes les opérations du creusement et du lavage sont inscrits sur des poteaux placés auprès de chaque fouille. Les inscriptions comprennent : l'indication des épaisseurs relatives de l'alluvion tourbeuse, de l'alluvion stérile et de l'alluvion aurifère, la teneur de cette dernière évaluée en *zollatnicks* (4<sup>sr</sup>, 265) d'or par 100 pouds (1658 kilogrammes ou un peu plus d'un mètre cube), enfin la nature physique de l'or et la nature du gravier, ces dernières entraînant le choix des appareils.

Toutes ces données sont ensuite reportées sur une carte, sur laquelle l'emplacement des diverses fouilles est indiqué aussi exactement que possible et qui est complétée par des tableaux réunissant toutes les indications numériques inscrites sur les poteaux.

On circonscrit alors, sur la carte, l'aire utile de l'exploitation future et les tableaux permettent de calculer l'or disponible.

La figure 6 ci-dessus donne un exemple de la disposition de ces travaux ; l'aire utile est délimitée par le contour pointillé  $\alpha \dots \theta$ .

La carte est définitivement complétée par les indications *ipsométriques* ou, en d'autres termes, par le nivellement de toutes les dépressions occupées par les cours d'eau et leurs alluvions, nivellement indispensable pour déterminer la position du point d'attaque, l'emplacement de la prise d'eau nécessaire au lavage, les voies d'accès et les conduites d'eau, enfin l'emplacement de l'atelier de travail.

**Déboisement.** — Nous n'avons rien de particulier à dire de cette opération, si importante quelquefois dans les terrains vierges. Dans les alluvions asséchées, elle précède tous les travaux de terrassement ; elle ne vient, au con-

traire, qu'après les opérations qui permettent l'assèchement du terrain aurifère, lorsque celui-ci est au niveau même du cours d'eau, comme cela a lieu dans les placers si nombreux et si importants des *criques* marécageuses (*creeks*) de la Guyane.

**Assèchement.** — Les opérations nécessaires pour effectuer l'assèchement des graviers sont complexes et variées.

Suivant l'importance du cours d'eau et celle de la masse à exploiter, l'assèchement peut être obtenu, soit au moyen de pompes ou d'appareils d'épuisement agissant dans les excavations, soit par le détournement du cours d'eau. Enfin, lorsque ces deux méthodes ne sont pas réalisables, on est obligé de leur substituer l'opération, toujours plus hasardeuse, du dragage direct du lit du fleuve lui-même.

**Assèchement des excavations.** — Il est à peine nécessaire de faire remarquer que tout l'outillage si varié des engins d'épuisement (pompes aspirantes et foulantes, pompes rotatives, norias, pulsomètres, etc.) peut être utilisé pour l'assèchement des excavations. Mais il ne faut pas oublier que le lavage des graviers aurifères précède, en général, le développement de l'industrie proprement dite dans les régions où il peut s'effectuer avec fruit ; aussi est-il d'ordinaire plus rationnel d'avoir recours à des engins moins perfectionnés, il est vrai, mais susceptibles d'être construits sur place par les laveurs d'or eux-mêmes et avec les matériaux qu'ils trouvent sous la main.

C'est ainsi qu'en Californie, où tous les ouvriers savent travailler le bois, on a eu fréquemment recours à la *pompe* dite *californienne*, qui elle-même n'est qu'une variété de la *pompe chinoise*.

Cette pompe consiste essentiellement en une série de palettes en bois, fixées normalement à une courroie sans fin ; la moitié inférieure de cette courroie se meut dans une auge inclinée, également en bois, dont l'une des extrémités plonge dans la fosse à assécher, tandis que l'extrémité supérieure décharge l'eau hors de la fosse. Les palettes et le caisson agissent ainsi à la façon d'une *noria* et le tambour supérieur, sur lequel passe la courroie, est mù, soit à la main, soit à l'aide d'un moteur hydraulique rudimentaire.

Dans la *pompe chinoise*, la courroie est remplacée par de petites plaquettes en bois assemblées à charnière.

Dans le même ordre d'idées, on peut signaler l'emploi de *siphons*, formés de tuyaux en tôle atteignant souvent de grandes dimensions. Raymond cite un siphon de 300 mètres de long et de 10 centimètres de diamètre, employé en Californie, qui a permis d'assécher une excavation de 5<sup>m</sup>,50 de profondeur, l'eau s'écoulant sous une charge de 7 mètres.

Nous citerons encore, comme pouvant être employé dans le travail des alluvions, lorsqu'il est effectué sur une petite échelle, le mode d'épuisement usité par les Chinois en Nouvelle-Zélande, qui a reçu de fréquentes applications et qui a été imité, en particulier, par les Européens, sur la rivière Kyeburn, dans la Nouvelle-Zélande.

Ce mode de lavage s'applique plus spécialement aux torrents dont le débit, ordinairement faible, est sujet à des crues considérables, subites mais de peu de durée, et dont le courant serpente dans un gravier meuble remplissant un large chenal.

Pour enlever l'eau qui s'infiltré à travers l'alluvion stérile et qui remplirait promptement les *paddocks*, c'est-à-dire les excavations produites par l'exploitation, les Chinois ont eu longtemps recours à cette ancienne méthode d'une *perche oscillante* portée sur un pieu fourchu avec un seau à l'une de ses extrémités et un contrepoids à l'autre bout, méthode qui de l'antique Égypte s'est propagée en Afrique et dans le midi de la France où elle existe encore. Mais cette méthode primitive suppose que les infiltrations sont peu abondantes; quand la venue est forte, les Chinois disposent le travail de terrassement de manière à ce que l'assèchement se fasse naturellement.

A cet effet, ce travail est installé d'aval en amont. Au point le plus bas, est amorcé un *canal de décharge couvert* (*covered tail-race*), formé de quatre planches jointives sur lequel on accumule tout les débris de l'exploitation. Ce canal est allongé à mesure que l'excavation remonte parallèlement au cours de la rivière. L'assèchement de la fosse est ainsi effectué naturellement par ce canal qui entraîne également l'eau employée au lavage. Cette dernière est amenée dans la fosse, à partir d'une prise supérieure, par un petit canal courant sur le sol et par un tuyau de toile ou de cuir descendant dans l'excavation.

L'appareil employé pour le lavage est un *sluice* ou un *long-tom*.

Le gravier stérile et les grosses pierres rejetées du sluice sont pelletées sur le canal couvert, ainsi que le gravier plus fin qui se dépose dans un petit bassin creusé au-dessous du niveau du canal de décharge et en avant de lui. De cette façon, les matières fines tenues en suspension s'écoulent seules dans le canal de décharge sans l'obstruer.

Ces canaux de décharge, dont nous verrons toute l'importance dans la description du travail des placers par la méthode hydraulique, prennent quelquefois un très grand développement et les conditions de leur établissement varient avec l'importance du gîte et avec l'orographie de la contrée.

Dans les grandes exploitations systématiques des graviers sibériens, où les cours d'eau sont peu considérables et coulent dans de larges vallées plates remplies de masses alluvionnelles puissantes, on obtient l'assèchement des chantiers d'excavation par l'abaissement du plan d'eau jusqu'à la base du terrain alluvionnel.

On y arrive en conduisant, ici encore, l'exploitation d'aval en amont, mais en enlevant cette fois complètement le gravier par tranches successives. L'alluvion en travail se présente alors sous la forme d'immenses gradins dont la hauteur est déterminée par la commodité du travail à la main.

Le niveau hydrostatique de l'eau se trouve naturellement abaissé jusqu'au pied du premier gradin. Mais, en raison de la résistance qu'opposent les sables à l'écoulement de l'eau, ce niveau s'élève à l'intérieur de la masse alluvionnelle suivant une courbe d'autant plus redressée que la proportion d'argile, qui est la source principale de la résistance au mouvement de l'eau, est plus considérable.

La surface supérieure des gradins peut alors recevoir les chariots ou les wagonnets qui emportent le gravier jusqu'à l'appareil de lavage, toujours installé en dehors du terrain alluvionnel.

Mentionnons en terminant, pour ne pas avoir à y revenir, que lorsque les graviers sont rejetés, après traitement, dans le lit excavé de la rivière, l'assèchement est sauvegardé par le fait qu'on laisse à l'eau un passage au pied des déblais ainsi accumulés.

**Barrages et approvisionnement d'eau.** — Les travaux d'aménagement des eaux prennent une importance spéciale et méritent une description particulière lorsque le lavage se fait en dehors du cours de la rivière ou de son voisinage immédiat, comme c'est le cas des vallées sibériennes.

La figure 6 (page 21) donne une des dispositions employées à cet effet en Sibérie.

Dans cet exemple, il y a deux aires d'alluvions à exploiter, A et B, alimentant respectivement les ateliers de lavage M et N.

En amont de la première, on installe un barrage transversal *a*, *a*, exécuté en creusant une fouille dont la largeur est de 2 *sagènes* (4<sup>m</sup>,25) et la profondeur suffisante pour atteindre le terrain imperméable (roche solide ou couche argileuse de l'alluvion). Dans cette fouille et sur chacune des parois opposées, on élève une double charpente qui repose sur de la mousse et qui atteint une hauteur de 6 *archines* (4<sup>m</sup>,50) au-dessus de la surface du sol. On dame de l'argile entre les deux parois de la charpente et on revêt d'un remblai en terre la paroi dirigée vers l'amont.

On ménage dans cette digue deux orifices, *b* et *c*; du premier part une conduite en planches, *g*, aboutissant à la machine, M; le second est l'orifice d'un canal de décharge, *e*, également en planches, amenant les eaux en aval des exploitations.

Lorsque le deuxième lavoir, N, est en marche, cette eau sert à son alimentation. Dans ce cas, on installe un deuxième barrage, *d*, de moindres dimensions, sur le trajet de ce canal et l'on conduit l'eau sur la machine, N, à l'aide d'un nouveau canal, *f*.

Enfin les rigoles d'assèchement, *r*, *r'*, partent des deux excavations A et B, et assèchent ces dernières, en même temps qu'elles reçoivent les eaux des appareils M et N, et les conduisent au canal de décharge général.

**Détournement des rivières.** — Dans les placers de la Californie et de la Colombie anglaise, appelés *Rivers-claims*, la méthode d'assèchement consiste quelquefois à détourner le cours entier de la rivière au moyen de barrages et de larges canaux de dérivation (*Flumes*); on débarrasse ensuite le lit primitif des eaux d'infiltration, fournies par les fuites des barrages et par les petits courants latéraux qui affluent dans l'alluvion même, au moyen de roues flottantes actionnant des pompes et mues elles-mêmes par le courant des *flumes*.

Cette méthode est surtout applicable aux cours d'eau dont la largeur n'excède pas 5 à 6 mètres et qui n'ont qu'un faible débit. Elle exige un approvisionnement de bois abondant et à bon marché.

Pour installer le barrage, on commence par enfoncer en travers de la rivière, à quelques pieds de distance les uns des autres, de forts pieux reliés par des traverses et des solives. On bat ensuite, sur l'un des côtés de la rivière, deux rangées de pieux parallèles, destinés à servir de support à un canal de dérivation en bois, d'une capacité proportionnée au débit du cours d'eau. Ce canal doit avoir une assez grande longueur pour permettre d'obtenir un champ d'exploitation suffisant dans le lit asséché ; on lui donne rarement moins de 800 mètres.

La planche II, fig. 7, extraite de l'ouvrage de G. Lock se rapportant à une exploitation de la Colombie anglaise, fournit une représentation de ce genre de travail, avec une roue flottante actionnant une pompe californienne. Le *sluice*, qui sert à travailler le gravier asséché, y est également figuré.

Les bords de la rivière ou de la crique doivent être suffisamment escarpés à l'endroit du barrage pour ne pas permettre à l'eau de s'échapper latéralement. Lorsque cette condition n'est pas réalisée, on doit endiguer le cours d'eau sur une certaine longueur au-dessus du barrage.

Cette méthode est toujours sujette aux risques des inondations qui peuvent emporter le barrage et souvent même le canal de dérivation.

On a néanmoins quelquefois tenté de l'appliquer sur une plus large échelle, et Th. Egleston cite l'exemple d'un travail entrepris sur la *Feather River* dans *Butte-County, Californie*, où deux grands barrages et un vaste *flume* furent construits d'après les principes énoncés ci-dessus. En quarante-deux jours, le tiers du gravier asséché fut lavé au *sluice*, en donnant une production d'or de 3 500 000 francs ; malheureusement, une inondation subite vint détruire tous les travaux.

En résumé, le travail en rivière est, comme on le voit, fort aventureux, et ses chances de succès ne sont sérieuses que lorsqu'on l'effectue dans la saison sèche et sur des cours d'eau de peu d'importance.

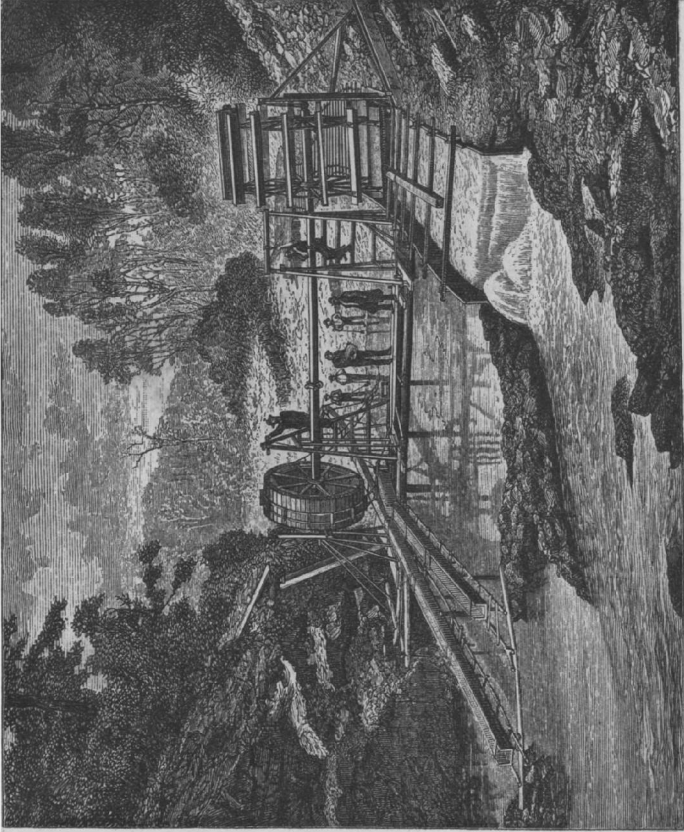
Nous mentionnerons, en terminant, le cas où des rivières aurifères forment des *boucles* importantes, susceptibles d'être coupées par des tunnels destinés à détourner complètement leurs eaux, et à les déverser en aval de la boucle désormais complètement asséchée. Nous pourrions citer quelques localités situées dans les régions équatoriales, où ce travail de creusement ne serait pas en disproportion avec la masse de gravier qu'il rendrait disponible. Mais ces entreprises grandioses, que nous réserve peut-être l'avenir, semblent aujourd'hui encore prématurées ; aussi ne les mentionnons-nous que pour mémoire, les efforts du travail actuel pouvant surtout porter avec fruit sur les *barres* alluvionnelles et sur les bancs émergeant au-dessus des cours d'eau.

**Travail dans le lit même des rivières.** — On a proposé un grand nombre de méthodes pour opérer le dragage du lit des rivières aurifères, ou même pour enlever, au moyen de pompes spéciales, le gravier qu'elles renferment. Malgré tous les efforts qui ont été tentés dans ce but et malgré les espérances qu'avait fait naître l'emploi de machines puissantes et ingénieuses, nous ne croyons pas qu'il soit possible d'enregistrer un succès définitif.

Pour qu'il en fût ainsi, il faudrait que ces graviers soient déposés en strates régulières, et que l'or soit uniformément distribué dans ces strates ; or tel



Pl.II



ASSÈCHEMENT DES RIVIÈRES

Pl.



n'est pas le cas, et les rivières agissent comme le *sluice* lui-même, cet appareil que nous allons décrire et qui a pour but d'opérer la classification des matières, en permettant à l'or de se loger dans certains intervalles. La roche de fond (*Bed-rock*), loin d'être unie, est toujours plus ou moins remplie de trous et de crevasses. On voit l'or s'accumuler dans ces riffles naturels par sa gravité et cesser, par suite, d'être accessible à la drague.

En outre, lorsque la rivière coule sur un gravier meuble et que le *bed-rock* est formé de strates redressées verticalement, ou encore s'il est tendre et décomposé, l'or peut pénétrer dans le *bed-rock* à une profondeur assez considérable, si bien que l'on est fréquemment conduit à extraire cette roche sur une certaine épaisseur pour la travailler.

Enfin la machine, dont le travail est automatique, ne peut faire un choix dans les parties à extraire; elle prend le riche et le pauvre tels qu'ils viennent et ne saurait, en général, entamer le *bed-rock*. Le mineur, au contraire, dont l'œil est exercé, peut distinguer, dans une alluvion asséchée, les points de concentration probable et choisir ainsi les régions qui devront être exploitées de préférence.

On comprend, dès lors, l'insuccès général auquel paraît condamné le travail dans le lit des fleuves ou des rivières; aussi peut-on poser en principe que, si le lit d'une rivière est pauvre, l'on n'en retirera aucun profit, quelle que soit la méthode employée, et que, s'il est riche, le procédé par barrages et *flumes*, précédemment décrit, malgré ses incertitudes, est encore le plus profitable.

Dans ces dernières années on a essayé de combiner la puissance d'extraction des dragues, si bien utilisées dans les énormes travaux de déblais dont notre siècle est le témoin, et l'efficacité des *sluices*, si nettement démontrée par le lavage des sables dans toutes les régions aurifères du globe.

Le problème a reçu une solution intéressante, mais qui a encore besoin d'être consacrée par une pratique prolongée. Nous en dirons quelques mots (page 45) après avoir d'abord étudié le fonctionnement de son organe essentiel, le *sluice*, dans ses diverses variétés.

### C. MODE D'EXPLOITATION.

Une fois les travaux préparatoires achevés, on procède à l'extraction des graviers. Or, ceux-ci sont, en général, assez meubles pour qu'il soit possible de les remuer à la pioche et à la pelle; aussi leur exploitation se réduit-elle, presque toujours, à un simple travail de terrassement sur lequel il n'y a lieu d'entrer dans aucuns détails. Lorsque les graviers sont cimentés, de manière à constituer un poudingue résistant, à ciment d'argile durcie, d'oxyde de fer ou même de quartz, le travail de terrassement doit être précédé de coups de mine qui désagrègent la masse compacte. Nous indiquerons plus loin les diverses précautions à prendre pour les graviers de cette nature, et nous supposerons d'abord que l'on a affaire à des graviers ordinaires, c'est-à-dire à un mélange irrégulier de sable plus ou moins grossier et de cailloux roulés de toutes dimensions.

Le gravier, une fois abattu, est transporté aux appareils de lavage. Ce travail s'effectue par jets de pelle successifs lorsque ces appareils peuvent être installés dans le voisinage immédiat du chantier d'extraction.

La photogravure ci-contre (Pl. III, fig. 8) représente un exemple de ce mode de travail tel qu'il est pratiqué dans les placers de la Guyane Française.

Lorsque l'extraction atteint des proportions considérables, ou lorsque l'eau ne peut pas être conduite à proximité des chantiers, le transport du gravier devient une opération spéciale, indépendante de l'exploitation proprement dite. Il est alors effectué par les moyens qui s'harmonisent le mieux avec les conditions topographiques de la contrée et l'état d'avancement de ses ressources industrielles; c'est ainsi qu'on voit employer, comme moyens de transport, dans les diverses régions aurifères : le *couffin*, la brouette, les paniers portés à dos d'âne ou de mulet (*alforcas*), les chariots, enfin de véritables wagonnets placés sur rails et traînés par des animaux.

Dans quelques districts spéciaux du versant sibérien de l'Oural on commence même à faire usage de petites locomotives dont l'emploi devient économique et même indispensable lorsqu'il s'agit de transporter, à des distances un peu considérables, des quantités énormes de gravier. On évite ainsi l'emploi d'une multitude d'animaux de trait, emploi qui est pourtant encore en usage pour l'exploitation des alluvions de la plupart des rivières sibériennes et dont la photogravure ci-contre (Pl. IV, fig. 9) offre un exemple se rapportant aux chantiers installés sur l'un des affluents de l'Obi.

#### d. DESCRIPTION ET EMPLOI DES APPAREILS DE LAVAGE AMÉRICAINS.

**Sluices.** — Ainsi que nous l'avons vu, le *Sluice* dérive du *Long-tom*; c'est l'appareil simple et rustique au moyen duquel les placers de la Californie ont été travaillés et qui est encore en usage dans certains États de l'Union, dans les Guyanes, dans l'Australie, à Madagascar, en un mot dans toutes les contrées ayant en abondance à leur disposition le bois exigé pour la construction de cet appareil et l'eau nécessaire à son fonctionnement.

**Description de l'appareil courant.** — Le *Sluice* californien est construit en planches grossières, non rabotées; sa largeur usuelle est de 16 à 18 pouces (0<sup>m</sup>,40 à 0<sup>m</sup>,45) et ne descend pas au-dessous de 8 pouces (0<sup>m</sup>,20). La profondeur du canal est de 9 pouces (0<sup>m</sup>,225) au moins, et sa longueur, rarement inférieure à 50 pieds (16 mètres), peut atteindre plusieurs centaines de mètres.

Les planches qui le composent ont un pouce et demi d'épaisseur (0<sup>m</sup>,0375) et 12 pieds (5<sup>m</sup>,68) de long; elles sont employées telles que les fournissent les scieries du pays. Le *sluice* est formé par sections ou boîtes (*boxes*) et la longueur du *sluice* est d'ordinaire désignée par le nombre de boîtes, chacune de celles-ci ayant la dimension usuelle des madriers, soit 12 pieds (5<sup>m</sup>,60).

Les côtés des boîtes ont, en général, de 18 pouces (0<sup>m</sup>,45) à 2 pieds (0<sup>m</sup>,60) de hauteur; les madriers du fond, sciés spécialement pour cet usage, sont plus étroits à l'un de leurs bouts, de telle sorte que chaque section formée par



PLACER DE LA CUYANE

PI III



EXPLOITATION DES GRAVIERS SIBÉRIENS.

Pl. IV

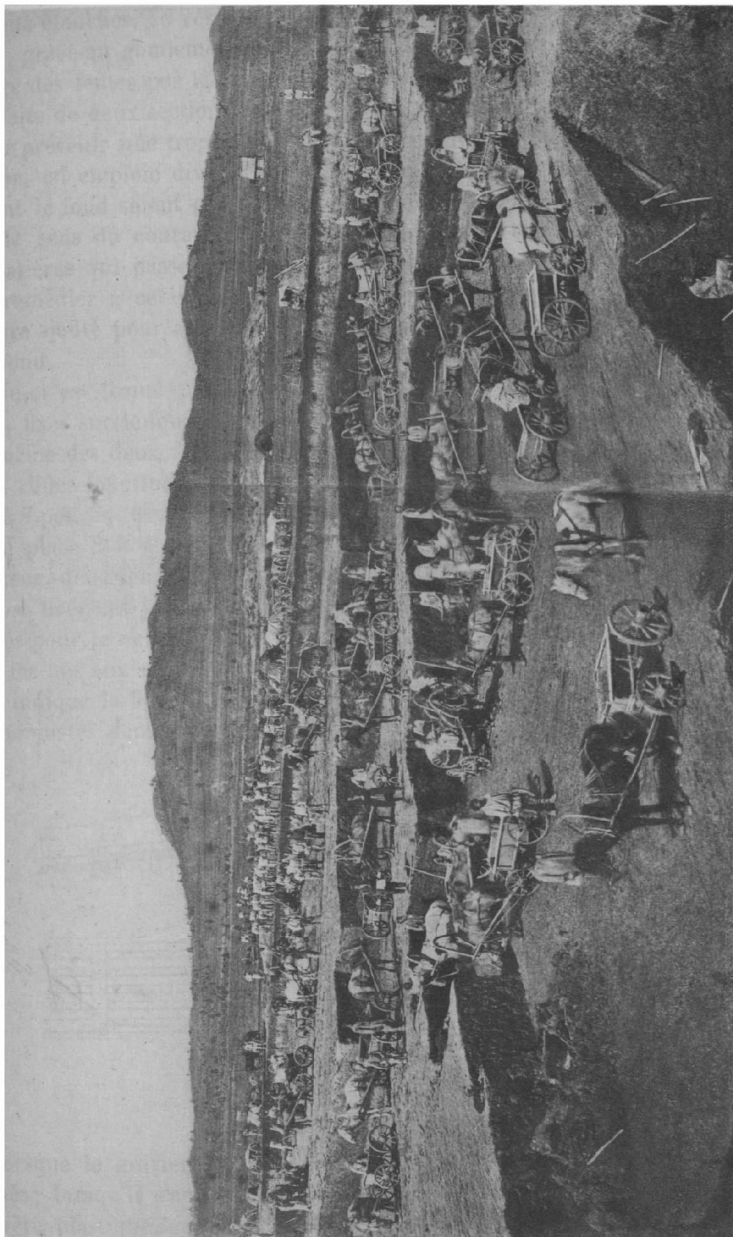


Fig. 9.



l'assemblage du fond et des côtés peut s'emboîter dans la section suivante. On laisse même quelquefois un peu de jeu (3 à 4 centimètres) lorsque l'on veut permettre à deux sections consécutives de s'assembler sous un certain angle et, par suite, à l'appareil tout entier d'épouser une ligne sinueuse.

Les côtés sont simplement cloués sur le fond; on ne s'attache pas à rendre les joints étanches, ce résultat étant obtenu de lui-même, au bout d'un court travail, grâce au gonflement du bois sous l'influence de l'humidité et au remplissage des fentes par le sable. Ce remplissage calfat également la jonction imparfaite de deux sections consécutives.

Pour prévenir une trop rapide usure du fond du sluice et pour aider à retenir l'or, on emploie divers expédients; en effet, bien que les madriers qui forment le fond soient posés bruts et avec leurs échardes (*splinters*) tournées dans le sens du courant, ils seraient bientôt usés et polis par le frottement des matières qui passent sur eux et l'or serait entraîné par le courant; aussi, pour remédier à cet inconvénient, qui s'aggraverait par l'entraînement du mercure ajouté pour amalgamer l'or, insère-t-on dans les boîtes une sorte de faux fond.

Celui-ci est formé par d'étroites languettes ou tasseaux de bois, appelés *riffles*, fixés sur le fond et posés soit longitudinalement, soit transversalement, soit même des deux façons à la fois.

Les riffles longitudinaux ont de 2 à 4 pouces (0<sup>m</sup>,05 à 0<sup>m</sup>,10) de hauteur, de 3 à 7 pouces (0<sup>m</sup>,075 à 0<sup>m</sup>,175) de largeur et 6 pieds (1<sup>m</sup>,80) de longueur. On en place 2 à 4 sur le fond de chaque boîte, qui contient ainsi, dans sa longueur, deux longueurs de riffles ou deux *jeux de garniture* (*sets*). On ne doit pas fixer ces jeux avec des clous, puisqu'ils sont destinés à être souvent enlevés pour le nettoyage (*clean-up*), mais on les maintient en place et on les relie les uns aux autres par un certain nombre de riffles transversaux, ainsi que l'indique la figure ci-contre (fig. 10). Après chaque nettoyage, les riffles sont réajustés dans les boîtes.

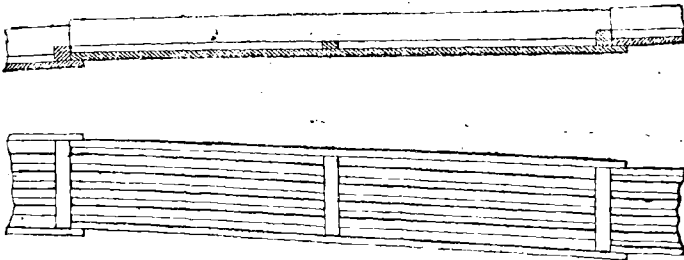


Fig. 10.

Lorsque le gravier est fin, des riffles transversaux sont souvent seuls employés; lorsqu'il s'agit, au contraire, de désagréger une faible quantité de matière plastique, on fait quelquefois usage de riffles en zigzag à 45°, cloués sur le fond et allant presque d'un bord à l'autre du sluice.

L'eau et l'or fin passent par-dessus des riffles de ce genre, pendant que l'or gros et l'argile vont d'un bord à l'autre avec une rapidité considérable. Le but de ces riffles n'étant que de désagréger l'argile, ils sont placés exclusivement dans la partie supérieure d'un cours de sluices et celui-ci doit toujours être garni à son extrémité par des riffles ordinaires.

Lorsque le sluice doit servir à travailler pendant une longue période, on en renforce quelquefois les bords par un doublage en bois; quelquefois aussi on en revêt le fond avec une garniture en blocs ou rondins de *bois debout*, posés à quelques centimètres de distance les uns des autres; ces blocs, moins résistants qu'un pavage en pierre, sont surtout en usage dans la méthode hydraulique que nous décrirons ultérieurement.

*Quantité d'eau.* — La quantité d'eau employée dans un sluice dépend d'une grande variété de circonstances; en thèse générale, on peut dire que, pour travailler avec succès par cette méthode, on doit avoir beaucoup d'eau à sa disposition. D'ordinaire, la quantité d'eau admise dans le sluice dépasse de 2 pouces, soit de 5 centimètres, la hauteur des riffles qui garnissent le fond. On estime que, pour arriver à ce résultat, la quantité d'eau doit être égale à dix fois le volume des terres passées dans l'appareil.

*Pente des sluices.* — Les *sluices* sont, ou placés sur le sol dont ils suivent la pente, ou portés sur des tréteaux grossiers, ou quelquefois suspendus à des piquets par des cordes ou des crochets en fer. Ces crochets en forme d'S s'appuient par leur boucle supérieure dans une entaille du piquet, tandis que l'autre boucle, tordue à angle droit, soutient un rondin qui supporte lui-même le sluice. On les descend et on les transporte facilement d'un *claim* à un autre, lorsqu'on a épuisé l'atelier primitif. Comme les boîtes ont une longueur uniforme, il suffit de désigner la différence de hauteur entre la tête d'une boîte et la tête de la boîte suivante pour connaître la pente ou l'inclinaison du sluice: ainsi une différence de hauteur de 8 pouces par boîte correspond à une pente de 0<sup>m</sup>,055 environ par mètre, ou de 5 1/2 pour 100. C'est là une pente minimum; d'autre part, on ne fait jamais usage d'une pente supérieure à 20 pouces, correspondant à 14 centimètres environ par mètre, ou à 14 pour 100.

On comprend, du reste, que la pente soit en relation avec la quantité d'eau dont on dispose et avec la nature et la quantité de gravier à traiter dans un temps déterminé. Plus l'inclinaison est grande, plus vite le gravier est travaillé; mais aussi plus il y a, en revanche, de probabilités de pertes en or.

Un gravier ordinaire est entièrement désagrégé dans un parcours de 60 à 75 mètres et, à partir de cette distance, le sluice n'a plus d'autre fonction que celle de retenir l'or. L'inclinaison au delà de ce point doit donc être diminuée, mais elle doit toujours être suffisante pour que la masse sableuse du gravier soit entraînée par l'eau.

Un gravier dur et argileux demande, plus que tout autre, une forte inclinaison; le courant doit être rapide pour désagréger l'argile; mais, en ce cas, le sluice doit être long, car, sur une petite distance et avec un rapide courant, on risque d'entraîner l'or au dehors.



Ce danger est toujours à craindre lorsque le gravier retient de l'argile plastique; malgré la forte inclinaison initiale, cette argile se met en boules et roule quelquefois pendant plusieurs centaines de mètres sans se désagréger, en *empâtant* l'or déposé et l'entraînant au dehors dans les *tailings*. L'ouvrier qui surveille le sluice doit enlever ces boules, les briser et les débourber.

Lorsqu'il existe dans le gravier une grande quantité de gros fragments (*boulders*) à enlever, on emploie l'artifice connu sous le nom d'*unders-currents* ou courants dérivés, sur lequel nous aurons à nous étendre dans l'étude du procédé hydraulique. A cet effet, la boîte de queue (*end-box*) est laissée ouverte, et son fond est remplacé par une grille à barreaux suffisamment écartés pour permettre au sable et au gravier fin de passer au travers. Au-dessous de cette grille, on place un court sluice à angle droit sur la direction du sluice principal et débouchant au-dessus d'une seconde rangée de sluices, parallèle à la ligne principale, mais ayant une inclinaison moindre.

Les matières qui arrivent du sluice supérieur et qui sont assez fines pour passer par la grille de fond, traversent cette grille et se rendent dans le second cours de sluices. Les grosses pierres, entraînées par leur propre mouvement, s'échappent par la partie ouverte de la fin du sluice supérieur.

**Mode de travail au sluice.** — Le but que l'on poursuit en travaillant les graviers au sluice est de débourber la matière et d'amener les parcelles d'or à toucher le fond de l'appareil; car, que ce fond soit garni ou non de mercure, on peut dire que toute parcelle d'or qui a touché le fond *est sauvée* en marche normale, si les conditions de pente et de volume d'eau sont bien remplies. Si l'or est gros, son poids suffit pour l'amener à travers les sables jusqu'aux riffles de retenue; si l'or est fin, le mercure qui s'accumule devant les riffles le retient au passage: car le mercure forme *un plein* pour les sables et graviers de moindre densité que lui, et *un vide* pour l'or qui y pénètre et s'y dissout.

Pour atteindre ce double but, le gravier est chargé à la pelle vers la tête du sluice, la hauteur des tréteaux étant réglée de manière à avoir le plus de facilité possible pour le travail.

L'or gros est facilement retenu à la tête du sluice, mais une très grande quantité d'or fin serait perdue, si l'on se bornait à laisser agir l'eau seule pour opérer la classification. Dans le but de retenir plus complètement l'or, on verse à la tête du sluice du mercure à l'aide d'une passoire, de manière à diviser ce métal en petits courants, ou encore on le projette simplement en gouttelettes, en secouant un sac en toile qui le renferme.

Le mercure n'est ordinairement ajouté qu'après une heure ou deux de travail; il est retenu dans l'intervalle des riffles, où il amalgame l'or fin.

Les ouvriers sont tenus de veiller à ce que les matières, en s'écoulant dans le sluice, ne fassent pas déborder l'eau. Ils doivent également détruire, avec une barre de fer, toute accumulation de matières formant barrage et enlever, avec une fourche, les grosses pierres qui sont la cause de cet accident. Ils ne doivent pas davantage laisser séjourner les grosses pierres ou *boulders* dans le sluice, car non seulement elles offrent le danger de se coincer et d'obstruer le libre

courant de l'eau, mais encore elles broient le mercure ainsi que l'amalgame et les réduisent en *farine* qui ne se rassemble plus.

Pour procéder à un nettoyage (*clean-up*), on suspend le chargement à la tête du sluice. Lorsque l'eau, dont on n'a pas interrompu la venue, coule entièrement claire, on enlève, vers la tête du sluice, cinq ou six rangées (*sets*) de riffles et on laisse descendre leur contenu, par la force du courant, dans les riffles subséquents. Le sable est ainsi emporté, tandis que l'or gros et l'amalgame se logent près des riffles transversaux et y sont recueillis.

Les rangées suivantes sont alors enlevées à leur tour et le travail se continue de la même façon jusqu'à la queue du sluice.

Le travail de nettoyage ne doit pas être répété fréquemment, car il fait perdre du temps et exige généralement une demi-journée. Il est, d'habitude, réservé pour la journée du dimanche, mais l'intervalle entre deux nettoyages, ou *run*, dépend de la richesse et de la nature du gravier.

L'amalgame recueilli est filtré à travers une peau de daim, une étoffe de laine, ou un sac de toile à voile que l'on presse en les tordant. Le résidu est constitué par un amalgame sec, lequel est distillé, ainsi que nous le décrirons ultérieurement.

Lorsque le sluice est usé, on le brûle et ses cendres sont traitées pour or. S'il a servi pendant longtemps, la quantité d'or ainsi recueillie peut quelquefois payer la dépense d'un sluice neuf.

Le travail au sluice se fait ordinairement de jour, et c'est seulement dans de certaines conditions spéciales, telles que l'appréhension d'une grande crue ou encore la crainte de manque d'eau, que l'on se décide à faire le travail de nuit, toujours plus imparfait et plus coûteux.

Quelquefois, dans le but de prévenir les nettoyages clandestins pendant la nuit, les sluices sont pavés en gros blocs de pierre qui sont rangés à une certaine distance les uns des autres, mais qui sont parfaitement calés, au bout d'une demi-heure de travail, par le sable qui s'est déposé autour d'eux. Le travail nécessaire pour placer et déplacer ces blocs, quand on procède au nettoyage, est assez pénible, et l'on préfère généralement s'en tenir à des mesures de surveillance, rendues efficaces par l'usage de patrouilles armées<sup>1</sup>.

*Capacité des sluices et personnel nécessaire à leur fonctionnement.* — Un sluice de 0<sup>m</sup>,40 à 0<sup>m</sup>,45 de largeur peut passer de 1 mètre cube et demi à 2 mètres cubes de gravier par heure.

La marche d'un pareil sluice exige comme personnel :

Un *surveillant*, bon laveur à la batée, pour laver la production;

Un nombre de *déblayeurs*, variable suivant l'épaisseur de déblais stériles qui recouvrent la couche;

Un nombre de *piocheurs-pelleteurs* variable, de 6 à 12, suivant la valeur des ouvriers.

1. A patrol with a shot-gun loaded with bird shot, and a plentiful supply of salt and pepper in the charge, is a much better protection against theft. No one who has ever heard of the pain caused by the reception of such a charge would ever attempt to clean up for his neighbor (Th. Egleston. Working Placer deposits).



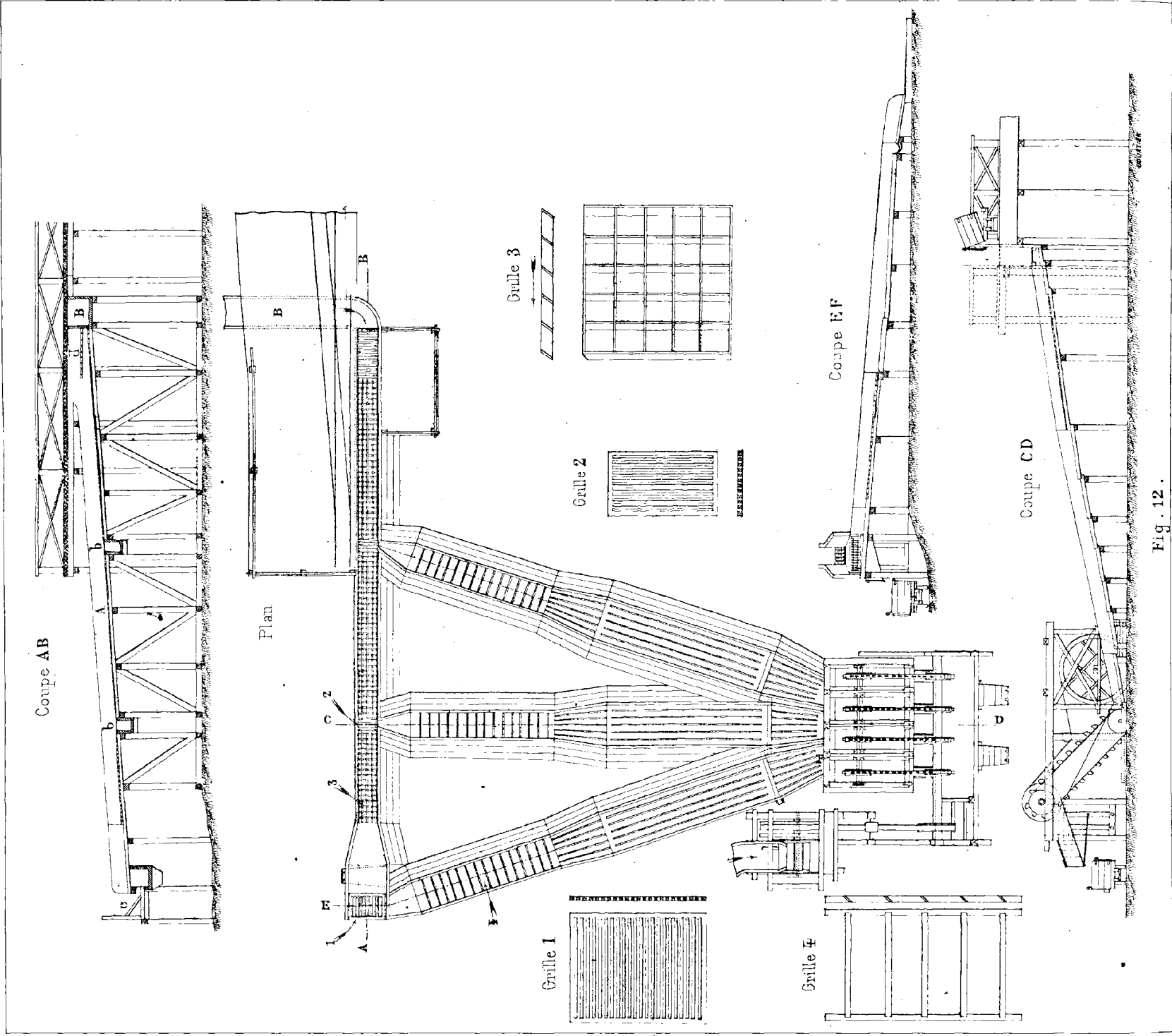


Fig. 12.

Ass. Imp. L. Courcier, 49, rue de Dunkerque, Paris

Un homme par deux boîtes, pour arrêter et rejeter les gros cailloux et les boules d'argile.

Deux ouvriers à la queue du sluice, pour le dégagement des matières.

Avec de la main-d'œuvre de mauvaise qualité, comme celle qu'on rencontre à la Guyane et à Madagascar, on ne peut guère obtenir qu'un demi-mètre cube par journée d'ouvrier.

**Variétés du sluice.** — Le sluice est quelquefois construit sans mardriers, en creusant simplement dans le sol un canal dans lequel on jette le gravier et dans lequel on dirige un courant d'eau. Ce canal est établi, soit dans le gravier aurifère lui-même, soit dans le terrain stérile, et les inégalités de son fond servent à retenir l'or.

Lorsqu'on veut procéder à un nettoyage, le courant est détourné, et le dépôt, recueilli dans le fond du canal, est lavé au *pan*. Malheureusement, en opérant ainsi, on ne *sauve* que l'or gros ; l'or fin est entièrement perdu.

Ce genre de sluice, appelé *ground-sluice*, nécessite plus d'eau que le sluice normal pour la même quantité de matière traitée ; comme, en revanche, il supprime l'effort à faire pour soulever le gravier, que l'on fait simplement tomber dans le canal, la quantité de gravier ainsi travaillée par chaque ouvrier est plus considérable que dans le sluice normal.

Quelquefois les sluices sont *doubles* ; cette disposition est réalisée par la construction d'un large sluice simple, au milieu duquel on met une paroi de séparation. Ce dispositif est employé par mesure d'économie, lorsque deux compagnies travaillent le même terrain, ou lorsque, par suite d'un approvisionnement d'eau intermittent et variable, il est désirable de travailler une double quantité de gravier aussi longtemps que l'eau est en abondance.

On a quelquefois imprégné les barres des riffles avec du mercure, en introduisant un bout de tuyau en fer à l'une des extrémités de la barre et en remplissant de mercure ce tuyau jusqu'à une hauteur suffisante pour que la pression fasse pénétrer le métal dans les pores du bois. Ce procédé est assez incommode et donne moins d'avantages que l'emploi des *plaques en cuivre amalgamées*, qui sont d'un usage si général dans le travail des *moulins à or* étudiés dans le chapitre suivant.

Ces plaques sont rarement usitées dans le travail des placers ; nous en décrirons néanmoins l'emploi, car elles peuvent être fort utiles, dans le cas de sables fins, lorsque l'or est lui-même très fin ou très *léger*, ce qui ne permet pas de le recueillir avec des riffles ordinaires.

Le courant, dans ce cas, doit être lent, et la hauteur de l'eau peu considérable.

Les plaques doivent, d'abord, être nettoyées avec de l'acide nitrique dilué qui les décape, puis frottées avec du nitrate de mercure ou avec du mercure seul, que l'on étend et dont on provoque l'amalgamation avec le cuivre en le frottant sur la plaque avec une étoffe de laine.

Les plaques de cuivre sont quelquefois nettoyées avec du cyanure de potassium ; mais ce genre de nettoyage exige certaines précautions, car, si l'on

emploie une dissolution trop forte ou si on laisse les plaques trop longtemps trempées dans la dissolution, elles deviennent noires et ne s'amalgament plus.

Lorsqu'une première petite tache d'amalgame d'or se forme sur un point quelconque de la plaque, elle devient aussitôt le centre d'un dépôt plus considérable qui se développe autour d'elle, sans doute par une action électrolytique. Plus il y a d'or sur une plaque, mieux celle-ci retient l'or qui passe sur elle; aussi les mineurs n'hésitent-ils pas, lorsqu'ils en ont le moyen, d'amalgamer au préalable les plaques avec de l'or ou avec de l'argent.

On laisse donc l'amalgame s'accumuler en masse résistante jusqu'à ce que son épaisseur atteigne de 5 à 10 millimètres, et c'est la crainte du vol qui, seule, fixe une limite à cette épaisseur. Pour enlever l'amalgame produit, on racle d'abord la plaque avec un ciseau recourbé, puis on achève le nettoyage, soit en chauffant la plaque et en passant sur elle une bande de caoutchouc, soit en ajoutant un excès de mercure et en raclant l'amalgame ainsi liquéfié avec un morceau de cuir ou avec une bande de caoutchouc.

Une plaque de cuivre amalgamé est d'un emploi plus efficace qu'une couche de mercure de même étendue; si l'on soigne son nettoyage, elle peut durer de cinq à dix ans, et cela malgré la faible épaisseur de 2 millimètres et demi qu'on lui donne d'habitude.

**Modifications à introduire dans le cas de graviers cimentés.** — Dans un grand nombre de gisements alluvionnels, on trouve, outre le gravier meuble que l'on travaille le premier, des masses dures et solides, tantôt intercalées, tantôt sous-jacentes, formées par du gravier cimenté, c'est-à-dire par un véritable *poudingue* à ciment d'argile ou d'oxyde de fer, contenant parfois de l'or en quantité considérable.

En raison de leur forte cohésion, ces graviers cimentés (*cements*) ne peuvent être traités directement dans le sluice; ils étaient envoyés, au début de leur utilisation en Californie, à un moulin à or (*stamp-mill*); mais comme, par ce procédé, les gros rognons (*boulders*), qui sont stériles, sont broyés pour passer dans les grilles, en même temps que les matières fines qui contiennent le métal précieux, cette solution est rarement appliquée, et l'on arrive presque toujours à les travailler, sur place, à l'aide de l'artifice suivant :

On a remarqué, en effet, que la plus grande partie des graviers cimentés se désagrègent plus ou moins complètement lorsqu'ils sont exposés à l'air pendant une assez longue période, et surtout lorsque la gelée a passé sur eux. On profite de cette première désagrégation et on la complète au besoin dans un appareil spécial.

On emploie, dans ce but, une cuve tournante en fonte (*pan*) dont le fond est perforé et muni d'une porte destinée à évacuer les gros fragments; dans ce pan, quatre bras munis de sortes de *socs* (*plowshare*) se meuvent de façon à briser le ciment. Lorsque le gravier cimenté a été exposé à l'air, à des gelées et des dégels successifs, ce travail est assez rapide.

Après qu'une certaine quantité de gravier a été élaborée et que toutes les parties fines, passées à travers les trous, ont été enlevées par l'eau admise dans l'appareil et dirigées vers un cours de sluices où on les travaille, la porte est

ouverte et les gros fragments sont évacués par des sluices de décharge (*tail-sluices*) sur un terrain situé à un niveau inférieur.

Un *pan* de 5 pieds (1<sup>m</sup>,50) de diamètre et de 2 pieds (0<sup>m</sup>,60) de profondeur peut passer 40 à 120 tonnes par jour, suivant la dureté du gravier et la force motrice dont on dispose.

Lorsque les graviers cimentés, au lieu de former des lits ou des rognons dans la masse de l'alluvion meuble, constituent cette masse elle-même, on les exploite et on les traite par des méthodes spéciales (*drift-mining*), qui seront décrites plus loin.

#### d'. DESCRIPTION ET EMPLOI DES APPAREILS DE LAVAGE SIBÉRIENS.

**Considérations générales.** — A l'inverse de ce qui a lieu dans les placers de la Californie, les longues vallées de la Sibérie ont une pente si faible que les cours d'eau y sont à peine dessinés et que leur thalweg est envahi par d'immenses marais à végétation tourbeuse. De cette différence d'allure topographique découlent plusieurs conséquences.

En premier lieu, la pente du sol ne suffisant pas pour assurer la marche naturelle des graviers à travers les appareils, on est obligé de créer des pentes artificielles en surélevant l'extrémité antérieure des appareils de lavage. Mais cette obligation même empêche de donner à ces appareils un développement longitudinal considérable; aussi, tandis qu'en Amérique nous avons vu des sluices dont la longueur atteignait plusieurs kilomètres, les sluices sibériens sont ramassés dans un espace de quelques dizaines de mètres seulement.

On arrive à compenser ce manque de longueur par des dispositifs spéciaux et en multipliant les obstacles.

En second lieu, les appareils de lavage ne sont plus forcément placés dans le voisinage même du thalweg, ce qui permet de choisir, sur le terrain solide, en dehors des marais, un emplacement central, et de se laisser guider dans ce choix par les seules convenances du travail.

Mais il devient alors nécessaire d'amener les graviers jusqu'à cet emplacement, ce qui entraîne la création de voies de communication et de moyens de transport.

L'absence de pente du terrain facilite cette création, en même temps qu'elle permet l'arrivée facile des graviers situés en amont aussi bien qu'en aval du point choisi. Celui-ci peut donc rester fixe et il constitue une petite usine rudimentaire, établie en plein air, avec ses voies d'accès et ses moteurs. Cette usine reste alors, pendant la durée de l'exploitation, le point d'arrivée de chemins ou de petites voies ferrées dont l'origine seule change au fur et à mesure de l'avancement du travail.

La surélévation donnée à la tête des appareils étant d'ailleurs de quelques mètres seulement, les vagonnets ou les chariots peuvent y accéder sans peine, au moyen d'une rampe dont la pente doit être assez faible pour que la traction puisse s'effectuer même par locomotive.

En revanche, à la sortie des appareils, les débris ont besoin d'être relevés mécaniquement pour être déversés dans les chariots qui les emmènent aux lieux de dépôt. On jouit d'une très grande latitude pour le choix de cet emplacement, à cause de l'absence de toute culture dans ces régions, et du régime paisible des rivières sibériennes, si différentes des torrents californiens.

Quant aux appareils de lavage, ils sont de trois types distincts suivant que les graviers sont : *maigres, gras* ou *empâtés par des argiles compactes*.

Pour les premiers, on emploie des sluices spéciaux dont nous désignerons l'ensemble sous le nom de *Lavoir à sluice sibérien*; pour les deux autres, ce lavoir doit être précédé d'un appareil débourbeur qui, pour les graviers et sables *gras*, est un *trommel*, et qui est une *cuve* pour les graviers avec *argiles compactes*.

**Lavoir à sluice sibérien.** — Description de l'appareil. — Le lavoir à sluice sibérien comporte un système complexe de charpente destiné à supporter : 1° l'extrémité de la voie d'accès; 2° un sluice principal dont la tête est à une hauteur de 4 mètres environ au-dessus du sol, et deux à trois sluices secondaires transversaux qui aboutissent aux norias destinées à relever les déblais; 3° les canaux amenant l'eau nécessaire au lavage et à la mise en mouvement des roues motrices des norias. Deux types de ce dispositif sont indiqués, l'un par la photogravure (Pl. V, fig. 11) qui représente le lavoir de Tchernâïa-Retchka, près Bogoslowk, l'autre par les plans, coupe et élévation relatifs à un autre lavoir installé à Woltchanka<sup>1</sup>.

*Sluice principal.* — Le grand sluice principal AB (Pl. VI, fig. 12) se compose de plusieurs parties distinctes. A sa tête est une tôle perforée de trous, reposant sur le fond du sluice. A la suite de cette tôle se trouve une série de casiers grillagés. Ces casiers sont en fer forgé, de forme rectangulaire, sans fond, et reposent également sur le plancher en bois qui constitue le fond du sluice. Ils ont, en général, 6 à 7 centimètres de haut et 10 centimètres de large. Ce dispositif a pour but de multiplier le nombre des ressauts que doivent franchir les sables pendant leur parcours, et de compenser, par suite, le peu de développement du sluice. A la suite de ces casiers, vient une grille-tamis, *b*, à travers laquelle passe une partie des matières lavées qui se rendent sur le premier sluice secondaire. Cette disposition est analogue aux *undercurrents* américains.

Les graviers et la portion des sables qui n'ont pas passé à travers la grille continuent leur chemin sur le sluice principal et trouvent, sur leur parcours, de nouveaux casiers grillagés semblables aux précédents, mais de plus grandes dimensions. L'augmentation de ces dimensions est en rapport avec la diminution de la quantité d'eau qui les traverse.

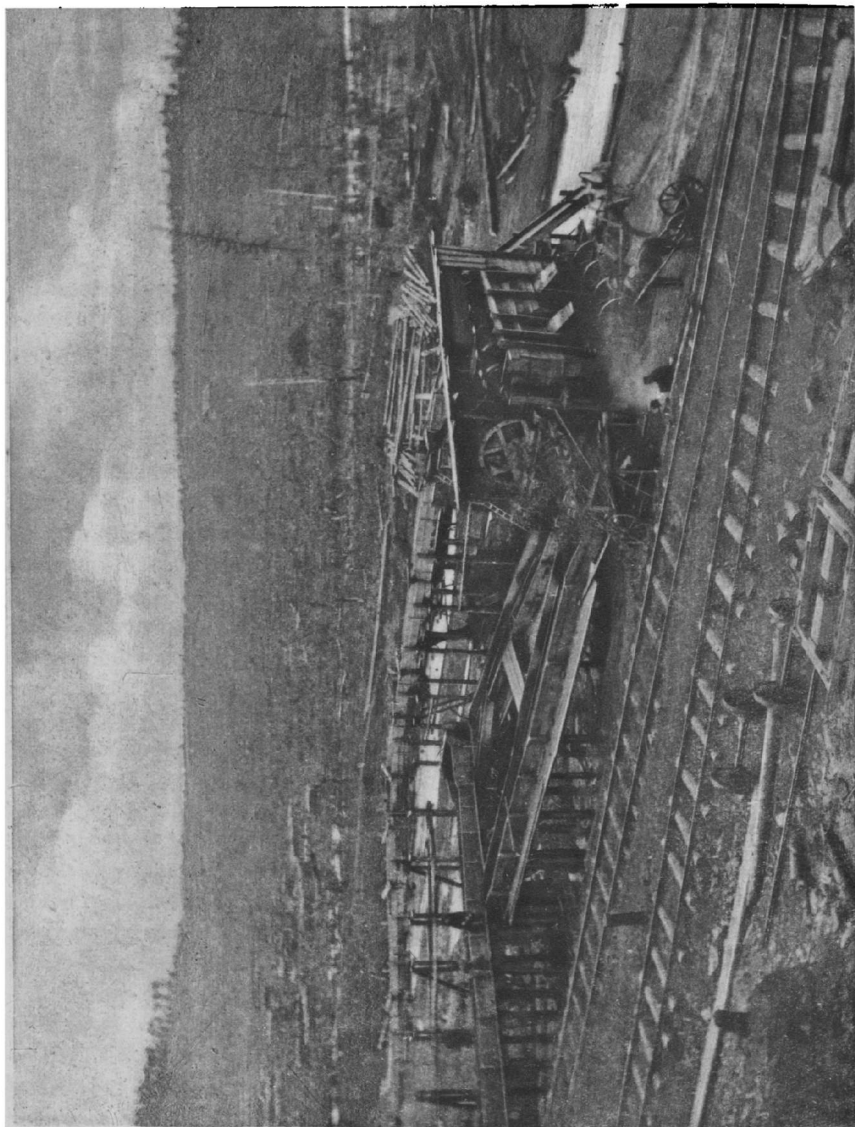
1. Les renseignements et dessins relatifs aux lavoirs de Woltchanka et de Tchernâïa-Retchka nous ont été fournis par MM. Coste et Laurent, élèves-ingénieurs des mines, qui ont mis obligeamment à notre disposition les notes de leur voyage de mission dans l'Oural, notes prises sous les auspices de M. Auerbach, directeur de la Société de Bogoslowk.





LAVAGE DES GRAVIERS A TCHERNAÏA-RETCHKA.

Pl. V



HEMOO DUARABHI.

Vers le milieu du grand sluice, les graviers rencontrent une deuxième grille aboutissant à un deuxième sluice secondaire; enfin, toutes les matières fines qui auraient échappé à ce double tamisage franchissent une dernière série de casiers grillagés et aboutissent à une troisième grille qui les fait passer sur un dernier sluice secondaire. Les graviers qui forment le refus des différentes grilles glissent sur une grille inclinée, *C'*, à travers laquelle passe le courant d'eau, et sont rejetés par elle dans une trémie située au-dessous du sluice qui les conduit au-dessus des vagonnets.

*Sluices secondaires.* — Dans l'appareil de Bogoslowsk, que nous venons de décrire (Pl. VI), les sluices secondaires sont au nombre de trois; cette proportion est nécessitée par la finesse de l'or lavé. Non loin de là, à Tchernaiâ-Retchka (photogr. Pl. V), où l'or est un peu plus gros, ce chiffre a pu, sans inconvénient, être réduit à deux. Quel qu'en soit le nombre, leur disposition, toujours identique, est la suivante: A leur partie supérieure se trouvent, non plus des casiers grillagés, mais de simples riffles transversaux; à la suite de ces riffles, les sluices se divisent en trois grands compartiments longitudinaux, recouverts de draps sur lesquels l'or achève de se déposer. A l'extrémité des sluices, se trouvent des norias qui relèvent les *schlamms* et les versent dans de petites voitures traînées par des chevaux. Ces sables lavés servent au ballast; on n'y a plus constaté que 0<sup>sr</sup>,0824 d'or par tonne.

L'eau nécessaire au lavage est introduite sur le sluice, en partie au point de chute des sables et en partie un peu plus bas, au-dessus du premier tamis, *a*. Il en faut un volume d'environ six fois celui du gravier traité, ce chiffre comprenant l'eau motrice.

Ce volume ne peut, en général, être fourni que par les cours d'eau de quelque importance. Aussi, est-ce généralement auprès de ces derniers, plutôt que sur les gisements eux-mêmes, que l'on installe les appareils de lavage. Cette considération se joint à celles que nous avons développées plus haut pour légitimer le caractère stable des installations.

A Tchernaiâ-Retchka, les lavoirs sont à 2 kilomètres du gîte, auquel ils sont reliés par un chemin de fer. La chute d'eau de 2<sup>m</sup>,50, nécessaire aux moteurs, a été obtenue à l'aide d'un barrage installé à un kilomètre environ du lavoir.

*Mode de travail.* — Le mode de travail employé au sluice sibérien diffère essentiellement de celui que nous avons décrit pour le sluice américain, en ce qu'il exige l'intervention de l'ouvrier, et cette différence est la conséquence directe du peu de longueur des sluices.

Sur un parcours aussi restreint que celui de la traversée des appareils, il est impossible de demander à l'eau seule de faire la séparation complète de l'or d'avec toutes les autres substances plus ou moins lourdes qui composent les graviers. Aussi l'opération est-elle divisée en deux parties distinctes: la première, qui seule est demandée au lavoir, est l'enrichissement des sables et la formation d'un *schlich* riche en or; la seconde, qui consiste à extraire l'or de ces *schlichs* par voie d'amalgamation, exige l'intervention de l'ouvrier et s'ef-

fectue à la main sur des appareils analogues à ceux de la prospection et du travail individuel.

*Enrichissement des sables.* — La première opération, c'est-à-dire l'enrichissement des sables, se fait automatiquement pendant toute la journée, soit de 6 heures du matin à 7 h. 1/2 du soir, les ouvriers se bornant à décharger les wagonnets au-dessus des sluices et à enlever les stériles lavés. Le soir, à la fin du travail, les contremaîtres, avec l'aide d'une équipe d'ouvriers de confiance, recueillent le produit du lavage, c'est-à-dire tout ce qui s'est accumulé dans les trous des tamis, entre les grilles des casiers et dans les riffles. Ce produit se compose, non seulement des pépites et paillettes d'or, mais encore de tous les minéraux lourds de petite dimension qui sont disséminés dans les sables et qui sont constitués, notamment, par de l'oxyde de fer magnétique, des pyrites, de la blende et du rutile, enfin par du quartz ayant échappé à l'entraînement. Ce produit porte le nom de *schlich gris*.

Pour le recueillir, on enlève les grilles du sluice principal et l'on ramène avec une palette en bois les sables vers le haut du sluice. On les lave doucement et avec un léger courant d'eau pour les concentrer encore; on fait de même sur les sluices secondaires.

*Traitement du schlich gris.* — L'extraction de l'or du schlich gris se fait, par voie d'amalgamation, sur des tables dormantes qui, à Bogoslowsk, ont 2<sup>m</sup>,20 sur 0<sup>m</sup>,95.

L'opération est exactement celle que nous avons décrite à propos du travail individuel dont elle reproduit purement et simplement les deux dernières phases : la transformation du *schlich gris* en *schlich noir* et l'extraction de l'or du *schlich noir*.

Nous avons décrit (p. 14 et 15) le détail des manipulations qu'exigent ces deux opérations. Nous n'y reviendrons pas ici; nous ajouterons seulement que l'on fait toujours intervenir le mercure, l'or fin n'étant jamais négligeable dans le traitement d'un gîte alluvionnel assez développé pour mériter une installation fixe. En outre, l'importance et la richesse des schlichs gris ne permettent pas de négliger les déchets de leur traitement. Ceux-ci sont donc toujours recueillis et repassés tous les trois jours sur une seconde table dormante. Lorsque l'opération principale donne, par jour, 1<sup>liv</sup>,5 à 2 livres d'or, cette seconde amalgamation en produit encore une demi-livre. Quant à la proportion entre l'or retiré des schlichs récoltés sur le sluice principal et l'or retenu sur les sluices secondaires, elle varie suivant le degré de finesse des paillettes. A Tchernaiâ-Retchka, où l'or est assez gros, on en retire 97 % sur le grand sluice et 3 % seulement sur les sluices secondaires; à Volstchanka, où l'or est plus fin, on en retire 70 % seulement sur le sluice principal et 30 % sur les sluices secondaires.

Le lavoir que nous venons de décrire passe 500 tonnes par jour; il exige, pour son fonctionnement, 20 hommes et 10 chevaux. Les sables qui y sont traités ont une teneur qui varie depuis 16 à 19 dolis aux 100 pouds (0<sup>gr</sup>,432 à 0<sup>gr</sup>,513 à la tonne) jusqu'à 56 à 57 dolis (1<sup>gr</sup>,51 à 1<sup>gr</sup>,53 à la tonne), la moyenne étant de 50 à 55 dolis aux 100 pouds (0<sup>gr</sup>,812 à 0<sup>gr</sup>,946 à la tonne).



Fig. 12<sup>bis</sup> Elevation .

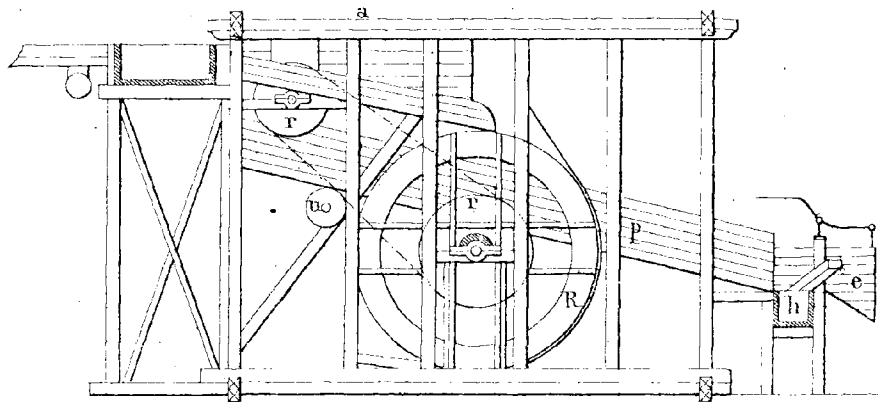


Fig. 14 .



Fig. 13 .

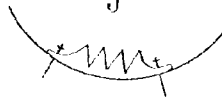
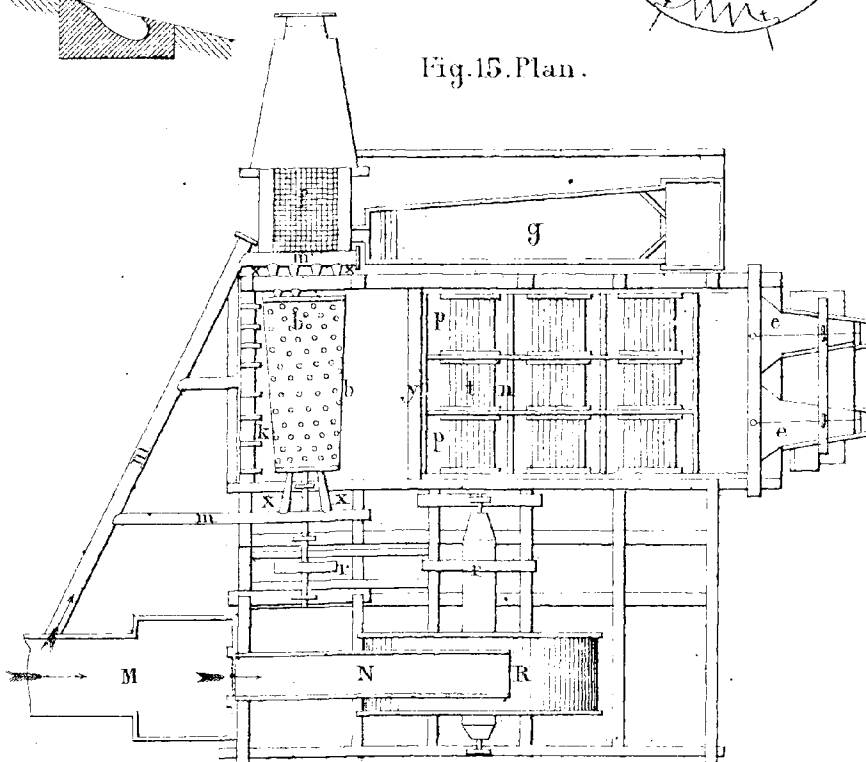


Fig. 15. Plan .



La teneur s'élève exceptionnellement jusqu'à 1<sup>o</sup>,48 (3<sup>er</sup>,85 à la tonne) et même jusqu'à 2<sup>o</sup>,10 (5<sup>er</sup>,46 à la tonne).

Le prix d'installation de ce lavoir a été de 70 000 roubles, soit environ 175 000 francs.

**Lavoir avec trommel.** — Le lavoir avec trommel s'applique, ainsi que nous l'avons dit, aux sables gras nécessitant un débourbage préalable. L'appareil que nous prendrons pour type, et qui est représenté Pl. VII, est celui qui est employé à Berezowsk.

**Description de l'appareil.** — Cet appareil diffère du précédent : 1<sup>o</sup> par la présence du trommel débourbeur; 2<sup>o</sup> par l'absence de tamis à trous circulaires et de casiers grillagés; 3<sup>o</sup> par un développement moindre des sluices à riffles transversaux. Ces deux dernières différences tiennent à la dimension plus grande de l'or contenu dans les sables traités par cet appareil; si l'or était fin, il faudrait compléter et augmenter la surface de lavage disponible. Tel qu'il est représenté par la figure, il comprend les éléments suivants :

Un *trommel* en tôle de fer de 3<sup>m</sup>,60 de long, ayant 1<sup>m</sup>,10 de diamètre à une des extrémités et 1<sup>m</sup>,40 à l'autre; l'épaisseur de la tôle est de 9 millimètres. Il est percé de rangées de trous dont le diamètre varie de 9 à 17 millimètres, suivant la grosseur des matières traitées; les trous sont distants de 67 millimètres sur une même rangée; les rangées successives, distantes de 50 millimètres, sont disposées suivant des génératrices du *trommel*. Le vide des trous occupe du  $\frac{1}{12}$  au  $\frac{1}{6}$  de la surface totale.

A l'intérieur sont disposées, perpendiculairement à l'axe du trommel, des lames de fer dentelées (Pl. VII, fig. 13).

Sous le trommel est un sluice, *p*, divisé en trois compartiments longitudinaux et munis chacun de trois séries de riffles transversaux, *t*, séparés par des ressauts, *n*, et complétés quelquefois par une gouttière profonde, *y* (fig. 14), placée à la tête même du sluice. Du côté de la plus grande section du trommel est une grille, destinée à retenir les cailloux et sous laquelle se trouve un lavoir à table dormante.

Le trommel est mû par une roue hydraulique.

L'eau de lavage, empruntée à la conduite générale, MN, qui amène l'eau sur la roue, R, est conduite sur l'appareil par des manchons, *m*, en cuir brut ayant trempé pendant quinze jours dans l'eau de goudron. La distribution se fait au moyen d'une double série d'ajutages, dont les uns, *x*, *x*, déversent l'eau à l'intérieur du trommel par ses deux extrémités, et dont les autres, *k*, débouchent directement sur la table de lavage. A l'extrémité de la table se trouve une dernière grille qui sépare les eaux boueuses des sables; les premières sont évacuées par la conduite, *h*, les seconds s'accablent, d'abord, dans les deux espaces prismatiques, *e*, et finalement contre une trappe à bascule qu'on soulève de temps en temps pour les recueillir dans des chariots.

**Mode de travail.** — Les sables, déchargés par une trémie dans le trommel, y sont délavés par l'eau et les lames de fer. Les cailloux sortent par l'extrémité

la plus large et restent sur la grille ; les schlamms traversent, les uns les trous du trommel, les autres la grille. Ils sont lavés, comme les graviers précédents, en deux opérations : la première se fait sur les sluices avec riffles qui sont placés à la suite du trommel et donne du schlich gris ; la seconde consiste dans le lavage et l'amalgamation de ce schlich gris sur des tables dormantes.

La quantité d'eau nécessitée par un lavoir qui passe 400 tonnes par jour est de 67<sup>m</sup>,5 par seconde, soit 3000 mètres cubes par journée de travail de douze heures ; la proportion entre l'eau et le sable lavé est donc de 7,5 à 1, tandis qu'elle n'était que de 6 à 1 dans l'appareil précédent, qui ne comportait pas de débouillage.

Un appareil à un seul trommel lave, par jour, de 400 à 500 tonnes de sable ; il exige, pour son fonctionnement, une force de 3 chevaux-vapeur et un personnel d'environ 25 hommes et 14 chevaux.

Aux mines d'Yénisseis, une machine munie d'un trommel ayant 3<sup>m</sup>,20 de long et dont les diamètres sont respectivement 1<sup>m</sup>,20 et 1<sup>m</sup>,06, lave 204 mètres cubes en 13 heures, soit environ 350 tonnes. La roue hydraulique exige 67<sup>m</sup>,5 d'eau par seconde ; le trommel en consomme de 47 à 80 litres par seconde pour le lavage. Le volume total d'eau nécessaire est donc environ douze fois celui du sable traité.

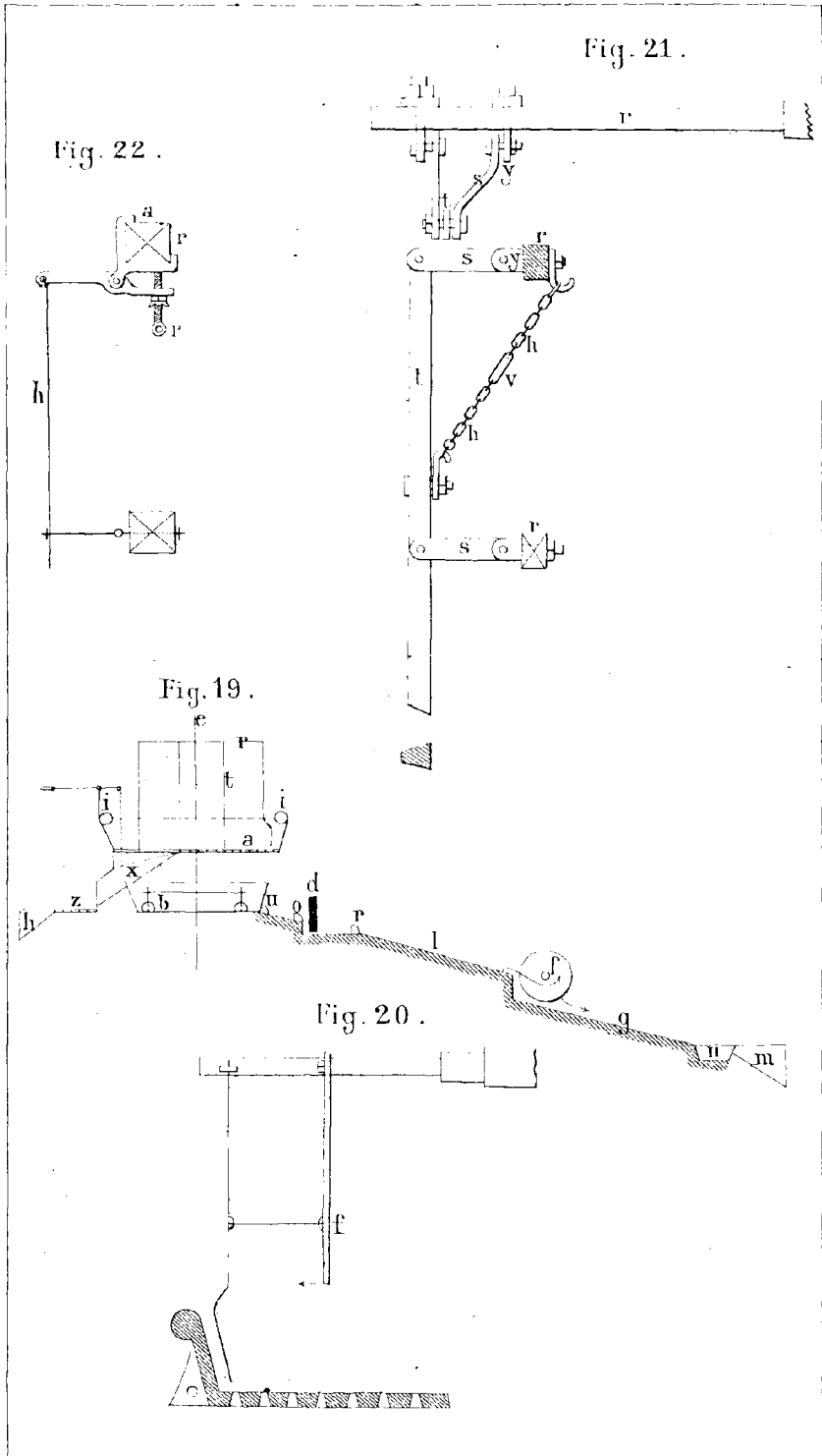
Un trommel dure une ou deux saisons d'été, suivant la quantité de cailloux contenue dans les sables.

**Lavoir à cuve.** — **Description de l'appareil.** — Les sables argileux compacts ne seraient qu'imparfaitement désagrégés par le lavoir à trommel ; on les passe au lavoir à cuve, représenté Pl. VIII.

Cet appareil comprend une cuve à fond de tôle dont le diamètre varie de 2<sup>m</sup>,50 à 5 mètres ; ses bords verticaux ont une hauteur variant de 30 centimètres à 1<sup>m</sup>,50. Le fond de la cuve est un tamis en fonte ou en tôle de fer, formé de vingt-cinq secteurs distincts. Les trous du tamis ont, à leur partie supérieure, un diamètre de 15 à 18 millimètres et s'élargissent à la partie inférieure, où leur diamètre est de 20 à 25 millimètres ; ils sont espacés de 0<sup>m</sup>,50 l'un de l'autre. Entre les secteurs, et suivant un rayon, on ménage une large rainure, *l*, habituellement fermée par une trappe et destinée à l'évacuation intermittente des cailloux.

La cuve présente, en son centre, une ouverture circulaire à travers laquelle passe un axe vertical, *a*, mû par une roue hydraulique, R. Cet arbre est muni de six à huit bras horizontaux, disposés suivant des rayons et reliés entre eux par des barres. Le long de ces bras sont suspendus des manchons verticaux portant des sabots métalliques dont la partie inférieure est à peu de distance du fond de la cuve. Ces sabots affectent trois formes : ceux qui sont situés au milieu des rayons horizontaux sont droits et en forme de soes ; ceux qui sont à l'extrémité des rayons, du côté du bord de la cuve, ont, sur un de leurs côtés, une aile destinée à ramener le sable vers le milieu des rayons ; enfin les sabots suspendus près de l'ouverture centrale de la cuve ont une aile inversement disposée pour ramener également le minerai sous les sabots droits.





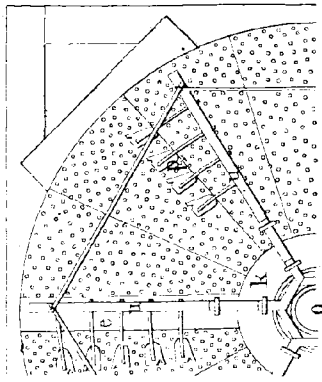
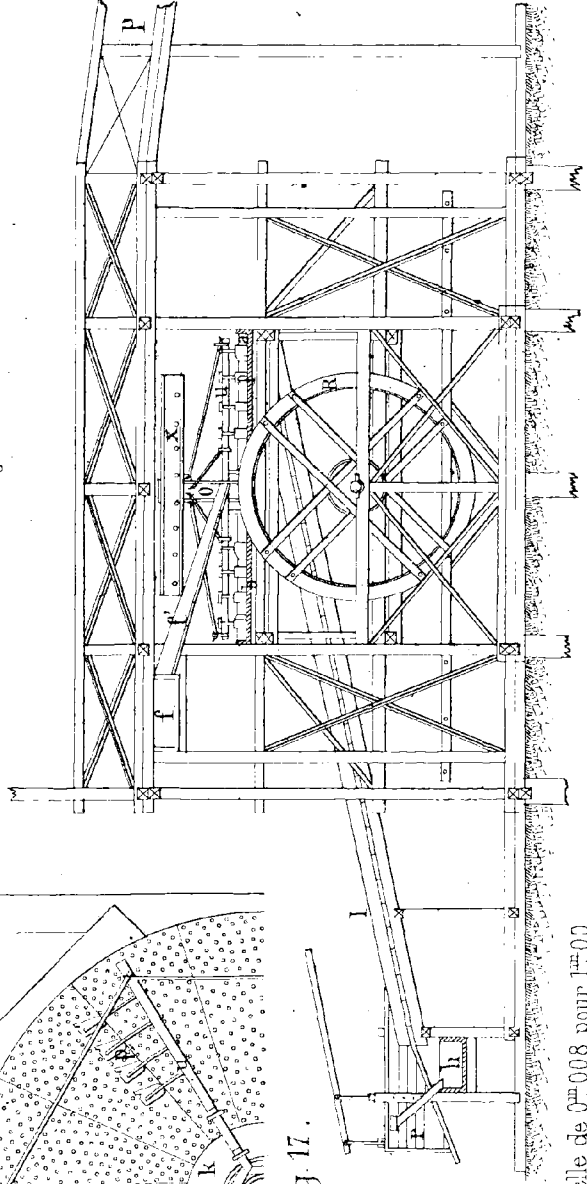


Fig. 17.

Fig. 16.



Echelle de 0<sup>m</sup>008 pour 1<sup>m</sup>00

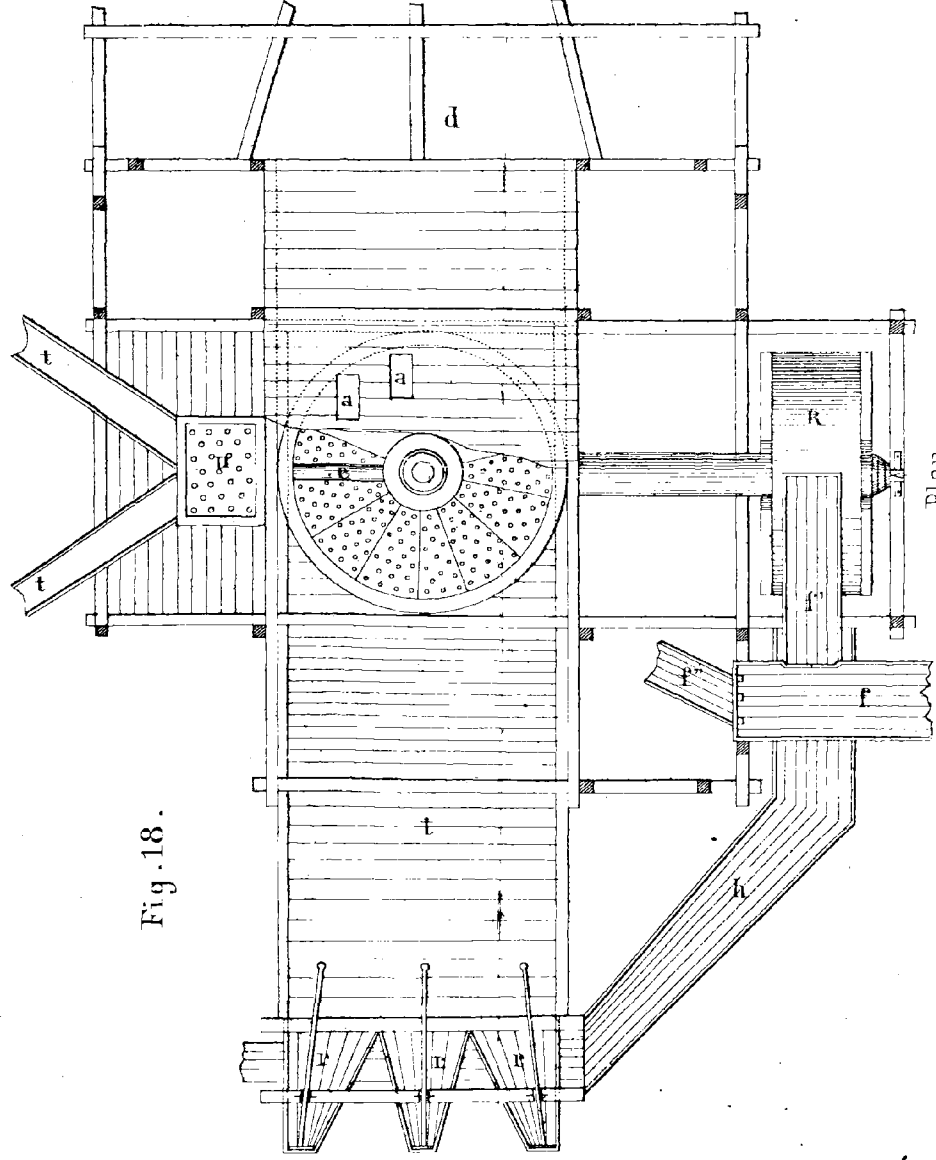


Fig. 18.

Plan.

Sous la cuve est un sluice, *t*, à riffles transversaux de plus en plus écartés à mesure qu'on s'éloigne de la cuve.

L'eau est introduite dans la cuve, soit par un tuyau longeant les bords de la cuve et percé d'orifices sur tout son développement, soit par une gouttière de forme circulaire, suspendue au-dessus de la cuve, et dont le fond est percé de trous.

**Mode de travail.** — Les sables sont versés dans la cuve par deux ouvertures pratiquées dans le plancher qui est placé au-dessus d'elle et sur lequel on décharge les wagonnets. Ils sont délayés par les sabots et par le jet d'eau. Les schlamms passent à travers les trous du tamis et subissent le double lavage précédemment décrit dans les appareils à trommel; les cailloux restent dans la cuve. De temps en temps, on ouvre l'ouverture, *l*, et on fait tomber ces cailloux sur un tamis placé au-dessous, sur lequel on les trie quelquefois à la main, car il peut y rester des quartz montrant de l'or visible. Le tamis est souvent remplacé par un trommel dans lequel on soumet tous ces *refus* à un deuxième lavage.

De même que le lavoir à trommel, le lavoir à cuve est employé dans les régions où l'on peut disposer d'une grande quantité d'eau. Un lavoir à cuve dépense ordinairement 9<sup>m</sup><sup>5</sup>,7 d'eau par mètre cube de sable lavé.

Suivant les dimensions de l'appareil et la nature des sables, on peut laver de 250 à 400 mètres cubes de sables par jour, avec un personnel de 29 hommes et 15 chevaux; on recueille sur les sluices une quantité de schlich gris variant entre 350 et 1600 kilogrammes.

Quand la disposition du terrain le permet, on diminue la dépense d'eau en faisant alimenter une seconde cuve placée au-dessous de la première par les eaux qui meuvent la roue hydraulique.

A Bérézowsk, la cuve a 3<sup>m</sup>,50 de diamètre, 1<sup>m</sup>,50 de profondeur; les bras intérieurs font 25 tours par minute. On passe de 50 à 55 tonnes par douze heures et l'on consomme, en eau, dix fois le volume des sables.

**Cuve de Miasse.** — Aux mines de Miasse, on a combiné l'emploi de plusieurs cuves et du trommel, ainsi que le montrent les croquis représentés fig. 19 et 20, Pl. IX.

L'appareil comprend deux cuves superposées : l'une en fonte, de 2<sup>m</sup>,80 de diamètre et de 0<sup>m</sup>,40 de hauteur, est percée de trous de 15 millimètres. Dans le fond de cette cuve, est ménagée une trappe à bascule, *x*, mobile à l'aide du levier, *p*, qui permet d'évacuer de temps en temps le refus des trous du fond de la cuve par la grille, *x*, et la trémie, *h*. La seconde cuve, située au-dessous de la première, est plus petite et n'a que 2<sup>m</sup>,10 de diamètre et 0<sup>m</sup>,25 de hauteur; son fond est plein et a une inclinaison de 6 centimètres par mètre.

En *u*, est un orifice latéral, débouchant sur une petite table inclinée, *uo*, ayant environ 0<sup>m</sup>,30 dans le sens de l'inclinaison, une largeur de 0<sup>m</sup>,90 et une pente de 15 centimètres par mètre. Elle est munie de deux rebords, *u* et *o*, qui empêchent l'écoulement trop rapide des sables; une deuxième table horizontale de 0<sup>m</sup>,50 de largeur, la continue. A l'une de ses extrémités sont des planches, *d*,

ne laissant entre elles et la table qu'une fente étroite pour le passage des schlamms et destinées à répartir les schlamms sur toute la largeur de la table. A la suite de cette première table, il en existe une seconde, de 3<sup>m</sup>,60 à 4<sup>m</sup>,20, ayant une inclinaison de 20 à 25 pour 100, suivant la nature des sables; plus les sables sont argileux, moins la déclivité est accusée. A l'extrémité de cette seconde table, les schlamms traversent un trommel au delà duquel est installée une dernière table de 4<sup>m</sup>,20 à 6<sup>m</sup>,30, inclinée de 12 à 15 pour 100. Les stériles sont évacués comme dans le lavoir à cuve décrit précédemment.

Dans la cuve supérieure, se meut un arbre vertical faisant en général 12 tours par minute. Cet arbre est muni de deux séries de bras horizontaux, *r*, *r* (fig. 21), situés l'un au-dessus de l'autre; ils portent douze barres verticales en fer à section trapézoïdale, rattachées excentriquement aux bras par des bielles, *s*, *s*. La distance entre l'extrémité inférieure de ces barres et le fond de la cuve est réglée tantôt par une chaîne, *h*, *h*, tantôt par une vis *v'* (fig. 22). Cette distance est ordinairement de 12 millimètres; les barres extérieures ont une forme un peu différente et sont serrées contre le bord de la cuve par un ressort, *f* (fig. 20). Dans la cuve inférieure se meuvent quatre bras, portant chacun neuf sabots dentelés.

**Mode de travail.** — Les graviers sont désagrégés dans la cuve supérieure, *a*; les gros cailloux restent sur le fond et sont évacués, comme nous l'avons dit, de temps en temps par la trappé, *x*. Les schlamms tombent dans la cuve inférieure, où leur débouillage est achevé par les sabots dentelés. La transformation en schlich gris s'achève sur les tables inclinées, les gros étant classés sur la première table, *t*, et les fins séparés des premiers par le trommel, *f*, sur la table, *g*.

L'extraction de l'or des schlichs gris ainsi obtenus se fait sur les tables dormantes, comme il a été dit plusieurs fois déjà.

La cuve de Miasse passe 195 mètres cubes de matières par jour, avec une dépense de 2<sup>m</sup>,16 d'eau par minute, soit huit fois le volume de gravier traité; elle exige une force motrice de 4 chevaux-vapeur.

**Lavoir mobile.** — Outre les appareils déjà décrits, on emploie, dans la Sibérie occidentale, un lavoir mobile (Pl. X, fig. 23, 24 et 25) qui emprunte au lavoir à sluice ses casiers grillagés et ses norias, et au lavoir ordinaire son tamis.

Tout le lavoir est porté sur un cadre à quatre ou à deux roues, ou même sans roues, mais facilement transportable. Il se compose d'une table inclinée de 4<sup>m</sup>,60 de long et de 1<sup>m</sup>,80 de large, ayant une pente de 19 pour 100. Sur cette table est disposé, près de la tête, un tamis, ayant 1 mètre de largeur et 1<sup>m</sup>,80 de longueur. A la suite du tamis viennent des casiers grillagés, et la partie inférieure de la table supporte des riffles transversaux. A la queue de l'appareil est ajustée une noria, mue par une manivelle à bras, qui sert à déverser les stériles dans les chariots de déblais.

Un appareil, traitant 60 mètres cubes en dix heures de travail effectif, est desservi par 9 hommes et 2 chevaux; il exige, pour son fonctionnement, 7 à



Fig. 23.

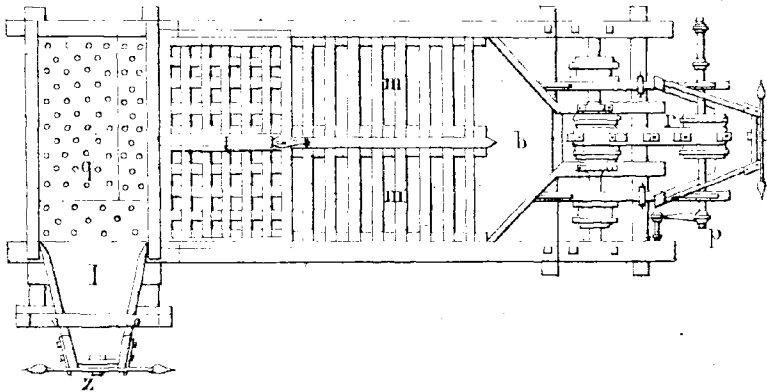


Fig. 24.

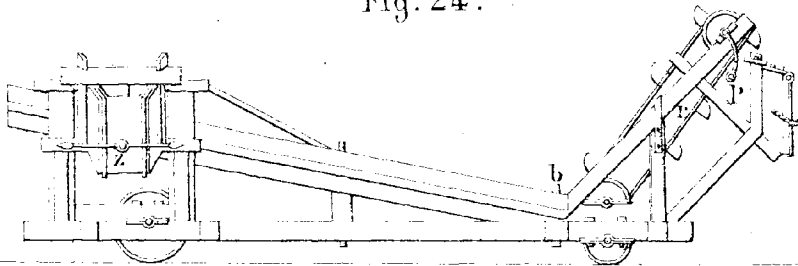
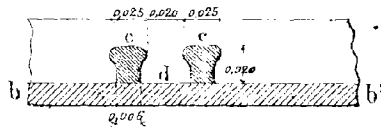


Fig. 25.



Echelle de  $\frac{1}{64}$

8 litres d'eau par seconde, soit environ 500 mètres cubes par journée de travail. Il consomme donc un volume d'eau environ quintuple de celui du minerai lavé.

Le lavoir mobile doit surtout être considéré comme une machine auxiliaire, soit que l'on dispose momentanément d'un excès d'eau, soit qu'au contraire le manque d'eau force à arrêter les appareils fixes de plus grande dimension; sa mobilité en fait également un outil commode pour des exploitations temporaires ou peu importantes et même pour des prospections de quelque importance. Cet appareil est d'un emploi simple; il demande peu d'entretien et permet le lavage de sables gras, mais il exige, par contre, une main-d'œuvre importante et son rendement est assez faible.

#### d'' DESCRIPTION ET EMPLOI DES APPAREILS DE LAVAGE PORTÉS SUR DRAGUES

La puissance d'extraction que possède la drague devait naturellement porter l'attention vers l'emploi de cette machine pour l'exploitation des graviers en masses considérables, soit dans le lit des grands fleuves, soit dans leurs alluvions asséchées.

Les objections que nous avons présentées plus haut (p. 27) subsistent dans la plupart des cas, mais il peut se faire, ainsi qu'on l'observe dans certains gisements alluvionnels de la Lombardie, que l'or soit assez régulièrement disséminé dans la masse pour que l'on puisse songer à compenser, dans une exploitation régulière, la pauvreté des graviers par la masse journallement traitée.

Ce résultat ne peut être obtenu que si l'on établit, d'une part, des moyens d'extraction puissants et économiques et si, de l'autre, on parvient à installer, sur la drague elle-même, un sluice efficace. Cette dernière partie du problème est la seule qui soit difficile à résoudre.

**Drague.** — On sait, en effet, qu'une drague convenablement construite et de dimensions moyennes, peut atteindre des rendements journaliers de 700 à 800 mètres cubes. C'est, paraît-il, le rendement actuel d'une drague (système Lacour) installée sur les alluvions asséchées du torrent Orba, dans la Haute Italie, avec cette particularité que la drague, montée sur place est maintenue à flot, dans l'excavation qu'elle creuse, par les eaux qui, au moyen de pompes, ont un circuit continu et retournent dans l'excavation après avoir servi au lavage.

Nous citerons quelques chiffres relatifs à cette drague.

La coque, en fer, a une longueur totale de 30 mètres avec une largeur de 8 mètres et une hauteur de 2<sup>m</sup>,40.

L'*élinde*, entièrement métallique, supporte 24 godets, chacun d'une contenance de 250 litres; la vitesse de la chaîne est réglée pour passer environ 12 godets par minute, et le mouvement est donné par un cabestan à vapeur. La charpente, toute en fer, a une hauteur de 10 mètres depuis le niveau du pont jusqu'à l'axe du tambour supérieur de l'*élinde*.

Une première machine à vapeur dont le cylindre a 0<sup>m</sup>,40 de diamètre avec une course de piston de 0<sup>m</sup>,40, et dont l'arbre moteur fait 100 tours par minute, actionne, au moyen d'une double transmission par courroies :

1° Le tambour supérieur de la chaîne à godets ;

2° Le système de lavage au moyen d'engrenages et d'excentriques.

Une deuxième machine à vapeur de mêmes dimensions actionne deux pompes centrifuges de 0<sup>m</sup>,20 de diamètre qui refoulent l'eau de l'excavation dans un réservoir supérieur situé au-dessus des appareils de lavage.

Deux chaudières, ayant chacune 45 mètres carrés de surface de chauffe, fournissent la vapeur aux machines et sont alimentées par l'eau remontée et filtrée dans des caisses de filtrage spéciales.

**Appareils de lavage.** — Les godets déversent leur contenu sur un crible formé :

1° Par une première grille ne laissant passer que les graviers de moins de 1 centimètre ;

2° Par une toile métallique fixée au-dessous de cette grille, qui ne laisse, à son tour, passer dans la caisse à sables inférieure que le sable ayant moins de 0<sup>m</sup>,005 et l'or fin qu'il peut contenir.

On réduit ainsi de beaucoup la quantité de matière sur laquelle on opère le lavage proprement dit. Les gros éléments, réputés stériles, sont expulsés sur un canal de décharge par le mouvement d'oscillation que reçoit le crible de l'arbre moteur de l'élinde. Ce canal de décharge a une pente d'environ 0<sup>m</sup>,40 par mètre et conduit les rejets sur les bords de l'excavation.

Un réservoir de 5 mètres de longueur et de 1 mètre de largeur reçoit l'eau refoulée par les pompes centrifuges. Son fond perforé de trous de 0<sup>m</sup>,005, dans toute sa longueur, laisse pleuvoir avec force l'eau sur les graviers à leur passage sur le crible, les lavant parfaitement et entraînant le sable fin dans la caisse à sable.

Cette caisse à sable, à paroi de fond inclinée, est munie à sa base d'une ouverture et d'un distributeur mécanique qui répartit également, sur la tête du sluice inférieur, l'eau et le sable tenus en suspension, devant le distributeur, par des agitateurs mécaniques.

Le sluice a une longueur de 10 mètres et une largeur de 2 mètres. Sa pente est d'environ 0<sup>m</sup>,085 par mètre. Il présente d'abord, à sa tête, une partie plane de 2 mètres de longueur sur laquelle est déversé le courant sableux. A la suite viennent des riffles en bois très rapprochés ayant 0<sup>m</sup>,10 de hauteur, 0<sup>m</sup>,10 de largeur et présentant un écartement uniforme de 0<sup>m</sup>,10.

Pour que la classification des matières et le dépôt de l'or puissent s'effectuer sur une longueur aussi restreinte, à l'encontre de ce que nous avons vu pour les sluices américains, où la grande longueur est un des éléments principaux du succès, on a dû employer l'artifice suivant, qui est caractéristique de l'appareil Lacour.

Il consiste dans l'emploi d'un agitateur mécanique, ayant pour effet d'empêcher que le tassement des matières entre les riffles ne vienne bientôt détruire toute l'efficacité de ces derniers.

Cet agitateur est formé d'une plaque recevant de l'arbre moteur un mouvement de va-et-vient perpendiculaire à l'axe du sluice ; sous cette plaque sont fixées des pointes en fer, espacées de 0<sup>m</sup>,10 l'une de l'autre et formant une



succession de râtaeux descendant dans l'intervalle des riffles jusqu'à 0<sup>m</sup>,05 du fond.

Le nettoyage du sluice se fait comme d'habitude, en enlevant les riffles, et la récolte de l'or peut s'effectuer dans les schlichs concentriques, par l'une des méthodes que nous avons décrites.

d'''. AUTRES APPAREILS DE LAVAGE.

**Laveurs Bazin.** — Les appareils que nous venons de décrire sont basés sur la pesanteur et la résistance du milieu ; il nous reste à mentionner des laveurs dont l'emploi repose sur la combinaison des deux forces précédentes avec la force centrifuge. Les mieux étudiés de ces appareils et les seuls dont nous parlerons ici sont les *laveurs Bazin*, qui portent les noms de *lavoir hydro-centrifuge* ou d'*amalgamateur hydro-centrifuge*, suivant que l'on y introduit ou non du mercure.

**Description du laveur et de l'amalgamateur hydro-centrifuges.** — Ces appareils se composent essentiellement (fig. 25 bis) d'une cuve immobile, NN,

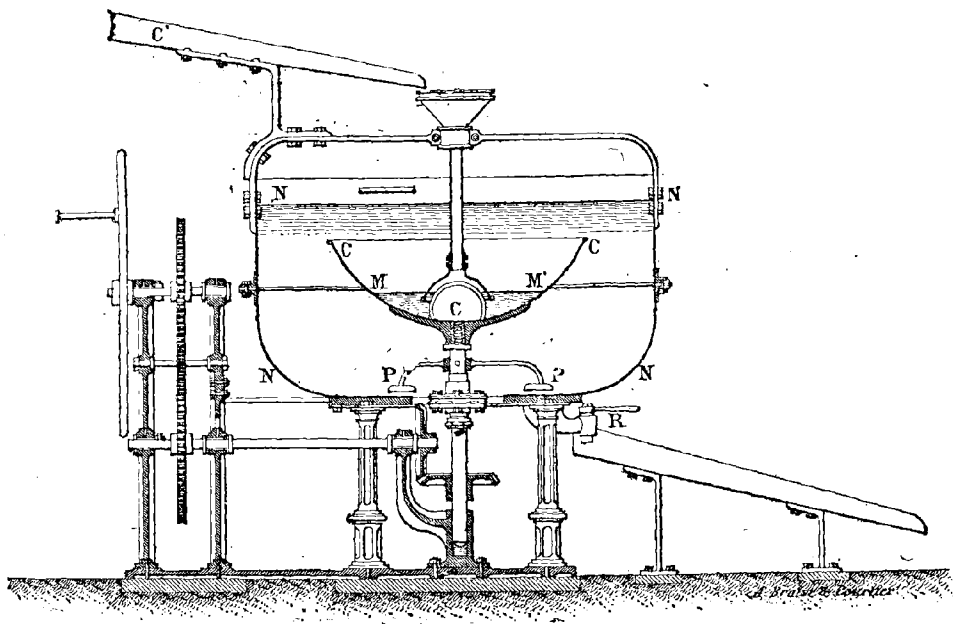


Fig. 25 bis.

remplie d'eau, portant un robinet de vidange, R, à sa partie inférieure. Cette cuve renferme une cuvette sphérique, GG, mobile autour d'un axe vertical et

pouvant être mise en mouvement soit à la main, soit à l'aide d'une courroie de transmission. L'alimentation se fait par une conduite, C', et l'évacuation est favorisée par les palettes de chasse, P, P.

Dans le cas où l'on se sert du mercure, on ajoute, au fond de la cuvette, un petit dôme destiné à écarter le mercure des parties où la force centrifuge n'a qu'une action insensible.

**Marche des appareils.** — On verse dans la cuvette la matière à traiter et on l'y répartit également. On imprime ensuite à cette cuvette un mouvement de rotation que l'on accélère progressivement. Les matières entraînées dans le mouvement de rotation s'élèvent le long des parois de la cuvette, et cela d'autant plus que la vitesse augmente; le mercure s'étale en se creusant en forme de paraboloïde. Quand la vitesse est suffisante, les gangues, plus légères, dépassent les bords de la cuvette. A ce moment on rend la vitesse uniforme; les gangues s'éliminent, l'or, plus lourd, ne s'élève qu'à une faible hauteur et, au bout d'un temps suffisant, il ne reste au fond de l'appareil qu'un sable enrichi ou un amalgame contenant tout l'or.

Pour obtenir le meilleur rendement possible avec l'amalgamateur, on rend la dissolution de l'or dans le mercure plus rapide en électrisant le bain de mercure par une petite machine Siemens qu'actionne l'appareil lui-même.

**Résultats.** — Les laveurs Bazin, faciles à démonter et à transporter, consomment peu d'eau et ont un rendement assez élevé. On y passe jusqu'à 500 kilogrammes de sables et de graviers secs par heure, l'appareil tournant à raison de 50 tours par minute; on retire, dans les cas les plus favorables, quand les paillettes d'or sont bien isolées, jusqu'à 90 et même 95 pour 100 de l'or contenu, et cela au prix d'une très faible perte en mercure. Malgré ces avantages, les laveurs Bazin ne sont encore employés qu'exceptionnellement; cela tient surtout à ce que leur manœuvre exige beaucoup de précision et une surveillance technique très suivie.

En effet, si l'on augmente la vitesse, ce ne sont pas seulement les gangues, mais le mercure et même finalement l'or qui sortent de la cuvette. Pour éviter ce résultat, il faut maintenir l'appareil à une vitesse un peu supérieure à celle que nécessite l'élimination des gangues, mais notablement inférieure à celle qui entraîne l'élimination du mercure et *a fortiori* celle de l'or.

Mais l'élimination des métaux précieux commence longtemps avant que la vitesse théorique soit atteinte, la finesse des paillettes d'or étant généralement bien supérieure à celle du quartz, et le calcul ne pouvant tenir compte des inégalités de résistance dues à l'inégalité des dimensions des parcelles en mouvement.

En second lieu, dès que les sables sont un peu gras et, *a fortiori*, quand ils sont franchement argileux, le débouillage des matières, même lorsqu'il est effectué dans un appareil préparatoire joint à l'amalgamateur, est toujours moins parfait que celui qui s'effectue finalement dans un sluice de grande dimension.

## c. CONDITIONS ÉCONOMIQUES DU TRAITEMENT.

Les conditions économiques du *lavage industriel* des alluvions superficielles présentent de grandes inégalités qui sont du même ordre et qui résultent des mêmes causes que les inégalités signalées dans le *travail individuel*. Elles sont pourtant moins accentuées que ces dernières, l'intervention personnelle de l'ouvrier s'atténuant à mesure que le travail s'exerce sur des masses minérales plus considérables. Il est donc très difficile de donner des chiffres généraux représentant le *prix de revient* dans les divers districts aurifères, prix de revient qui ne saurait avoir de meilleur étalon que la richesse utilisable, nécessaire et suffisante pour couvrir la totalité des frais d'exploitation.

Pour que des chiffres de cette nature aient une valeur comparative, il faut les compléter par une indication relative au taux si variable de la main-d'œuvre et aux difficultés spéciales du travail dans les divers centres de production.

Au point de vue des salaires, la Californie nous offre les chiffres les plus élevés; le taux usuel de la journée d'un ouvrier mineur ne peut pas y être évalué à moins de 3 à 4 dollars, soit de 15 à 20 francs. En Australie, il est de 10 francs environ. Dans la Guyane française, où le travail des nègres et des coolies était peu rémunéré au début, il s'est élevé progressivement jusqu'à une moyenne de 4 francs, ce prix ne comprenant pas la *ration* journalière que l'on est obligé de fournir aux travailleurs<sup>1</sup>. Les Chinois, qui reprennent les *tailings* des exploitations californiennes, se contentent d'un gain journalier de 3 fr. 75. Enfin en Sibérie, où les femmes prennent part au travail des alluvions, les salaires sont réduits à 1 rouble pour les mineurs spéciaux, ce qui équivaut à 2 fr. 50 environ aujourd'hui, à 75 kopeks ou 2 francs pour les terrassiers et charretiers, et à 50 ou même à 45 kopeks, soit 1 fr. 25 ou 1 fr. 10 seulement pour les femmes et les gamins.

En Sibérie, les exigences particulières du climat, l'éloignement des centres de population, enfin les traditions séculaires impriment aux conditions économiques du travail un caractère spécial : les ouvriers sont loués par contrat, soit pour l'année entière, soit pour la saison d'été seulement, dans les régions où le climat est trop rigoureux pour permettre le travail d'hiver. On est, en outre, obligé de les nourrir<sup>2</sup> chaque fois que les chantiers sont éloignés des centres de population.

Le travail d'extraction et de lavage est quelquefois, dans ce pays, donné à la tâche; dans ce cas, on paye aux ouvriers 2<sup>r</sup>,25<sup>k</sup> à 2<sup>r</sup>,75<sup>k</sup> pour le traitement complet d'une *sagène* cube, ou, en d'autres termes, sensiblement, de 50 à 70 centimes par mètre cube. Quand l'ouvrier travaille avec un cheval fourni par la

1. La *ration* se compose ordinairement des aliments suivants : 800 grammes de riz ou de farine de manioc, 250 grammes de viande salée ou de morue, 70 grammes de lard, 60 grammes de lentilles ou de haricots; on y ajoute 2 centilitres de tafia et une portion de sel. Le prix de cette ration peut être évalué, sur les placers, à 2 francs environ.

2. Dans les mines de Neretchinsk, par exemple, on fournit, par mois, à chaque homme : 36 kilogrammes de farine, 3<sup>kg</sup>,500 de gruau, 14 kilogrammes de viande (50 livres), 1 kilogramme de lard, 1<sup>kg</sup>,500 de sel, 1/4 livre de thé et 0/2 *vedro* d'eau-de-vie.

compagnie, ce salaire est réduit à 1<sup>r</sup>,50 par *sagène* cube, soit 30 centimes par mètre cube ; il est vrai que la nourriture du cheval est alors à la charge de l'exploitation et représente environ 1 franc par jour.

Quant aux inégalités des conditions du travail, on aura une idée de leur influence sur la limite d'exploitabilité des placers, par l'exemple de la Guyane française, où la difficulté de recruter des travailleurs susceptibles de supporter ce rude climat et les obstacles naturels dus à l'éloignement, aux accidents topographiques, et souvent à l'impossibilité d'organiser des transports économiques, rendent assez rare le nombre de placers que l'on peut travailler avec quelque profit. La nécessité de transporter tous les approvisionnements à dos d'homme et souvent à de longues distances, et celle de parer aux vides produits par les maladies, y entraînent l'entretien d'un nombreux personnel. Aussi, dans ce pays, comme dans la plupart des régions intertropicales, ne peut-on guère compter avoir présents au travail proprement dit de l'or, plus du quart des ouvriers formant le total de l'effectif.

Un rendement de 20 centimes par batée de 10 litres, correspondant à un poids de 15 kilogrammes, paraît dès lors être la limite inférieure à laquelle on peut s'arrêter, cette limite correspondant à une teneur de 20 francs ou d'environ 6 grammes d'or par mètre cube.

En Californie, au contraire, où tout concourt pour donner à l'effort individuel de l'homme son maximum de rendement (énergie de la race, multiplicité des voies de communication, beauté du climat, facilité des approvisionnements, etc.), la teneur limite des graviers exploitables au *sluice* ou au *long-tom* descend à 10 francs et même à 6<sup>fr</sup>,50, correspondant respectivement à 3 et à 2 grammes d'or seulement par mètre cube.

En Australie, dans les grandes exploitations du district de Ballaraat, on a pu descendre jusqu'à 1 gramme environ, soit 3 fr. 50 par mètre cube.

Enfin, en Sibérie, la limite d'exploitabilité décroît à mesure qu'on se rapproche de l'Oural et des centres de population et de civilisation. Sur les bords de la Léna, où les campagnes ne peuvent durer que cinq mois, on estime que les graviers doivent tenir 2 *zollatniks* par 100 *poucs*, soit 8<sup>gr</sup>,50 valant 28 francs par mètre cube, tandis qu'aux environs d'Ekaterinebourg les alluvions de la Pèchma, affluent de l'Obi, sont encore considérées comme exploitables, quand elles tiennent 16 à 19 *dollis* par 100 *poucs* soit 0<sup>gr</sup>,43 à 0<sup>gr</sup>,51 par tonne, c'est-à-dire 0<sup>gr</sup>,75 à 1 gramme d'or, valant 2<sup>fr</sup>,50 à 3<sup>fr</sup>,30 par mètre cube.

On voit, d'après ces chiffres, combien doit être variable, dans les différents pays, le *prix de revient moyen* du kilogramme d'or, sa limite supérieure étant partout très voisine de la valeur monétaire du métal.

Nous citerons, pour fixer les idées, l'exemple d'un placer de la Guyane française, le placer Saint-Élie, qui a produit jusqu'à 50 kilogrammes d'or par mois. On arrive, dans ce placer, pour le prix de revient du kilogramme d'or dans l'année 1887, à 1619 fr. 50, soit à 50 pour 100 environ de sa valeur monétaire, ainsi que le montre le tableau suivant <sup>1</sup>.

1. Ces chiffres, ainsi que plusieurs autres renseignements relatifs au lavage de l'or, nous ont été obligeamment fournis par M. G. de la Bouglise, ingénieur civil des mines.

## COMPTÉ D'EXPLOITATION DU PLACER SAINT-ÉLIE PENDANT L'ANNÉE 1886-1887.

(Effectif moyen : employés, 24 ; ouvriers, 376 = 397).

Du 1<sup>er</sup> juillet 1886 au 30 juin 1887, l'exploitation du placér Saint-Élie a donné une production totale de . . . . . 518<sup>kg</sup>, 285<sup>gr</sup>, 40<sup>c</sup>.  
 Soit une moyenne mensuelle de . . . . . 43<sup>kg</sup>, 190<sup>gr</sup>, 45<sup>c</sup>.  
 La vente de cet or a donné un produit brut de . . . . Fr. 1.718.988,18, soit par kil. 3.316<sup>fr</sup>88  
 Les dépenses et frais d'exploitation à la Guyane ont été de :

	Fr.	
Solde et frais adjoints . . . . .	89.915,41	} 424.078 <sup>fr</sup> 39
Salaires — . . . . .	334.162,98	
Consommation de vivres . . . . .	145.177,78	} 176.995,75
— de denrées diverses . . . . .	27.952,57	
— de médicaments . . . . .	3.865,40	
Outils complètement usés . . . . .	4.852,06	} 10.158,68
Matériel divers complètement usé . . . . .	4.500,62	
Objets mobiliers complètement usés . . . . .		930,24
Droits d'entrée . . . . .	2.589,49	} 120.562,98
— de sortie . . . . .	117.973,49	
Fret de l'or de Cayenne à Paris . . . . .	14.771,20	} 21.666,47
Assurance de l'or, du placér à Paris . . . . .	6.376,42	
Frais de réception de l'or à Paris et essais . . . . .	518,85	
Frais de recrutement d'ouvriers . . . . .		2.753, »
Transport d'ouvriers et de marchandises de Cayenne à Sinnamary et <i>vice versa</i> . . . . .		21.617,95
Frais, fret et droits d'entrée de marchandises expédiées de France . . . . .		8.141,47
Renouvellement des permis d'exploitation du placér Saint-Élie et des terrains de Sinnamary et Le Boru . . . . .		13.916,75
Frais de justice . . . . .		8.584,84
Frais divers comprenant : location et entretien des magasins de Cayenne et de Sinnamary; télégrammes en France et entre Cayenne et Sinnamary; location et réparation de canaux; emballage et enfutaillage; impressions, timbres divers, cartes et plans, copies, frais de bureau, etc. . . . .		17.817,54
Frais de navigation de la chaloupe à vapeur <i>Saint-Élie</i> incombant à l'exploitation des alluvions . . . . .		11.585,66
Frais totaux . . . . .	859.285 <sup>fr</sup> 12, soit par kil. 1.619 <sup>fr</sup> 54	
Le produit net de l'exploitation du placér Saint-Élie a donc été, par différence avec le produit brut, de . . . . .	879.703 <sup>fr</sup> 06	— 1.697 <sup>fr</sup> 54

En Sibérie, le prix de revient du kilogramme d'or peut être fixé aux chiffres suivants, en donnant au *rouble* la valeur, en or, de 2 fr. 50.

	roubles.	
A Bérézowsk . . . . .	2,48	le zollatnik, soit 1.450 fr. le kilogr.
A Nijni-Tassnil . . . . .	2,50	— 1.470 » —
A Tchernaiïa-Retchka (Bogoslowsk) . . . . .	3,70	— 2.170 » —

On verra, par les détails qui vont suivre, combien sont réduits les frais d'exploitation par les méthodes perfectionnées actuellement en usage dans la Californie, méthodes qui exigent malheureusement, pour l'approvisionnement d'eau et l'évacuation des résidus, des conditions spéciales rarement réalisées dans les contrées où l'on peut encore exploiter les alluvions modernes.

## § 2. — ALLUVIONS DES VALLÉES HAUTES A FORTE PENTE ET DES PLATEAUX (DEEP-LEADS)

### A. EXPLOITATION PAR LA MÉTHODE HYDRAULIQUE

#### a. INTRODUCTION HISTORIQUE ET PRINCIPE DE LA MÉTHODE

L'ensemble des procédés connus sous le nom de *Méthode hydraulique* remonte à un petit nombre d'années; c'est en 1852 seulement que l'on en trouve la première ébauche rudimentaire sur le *Yankee Jim claim*, dans le comté de *Placer*, Californie. Elle y a été inventée par un mineur de nationalité française, dont le nom s'est malheureusement perdu au milieu de l'agitation fiévreuse qui caractérisait cette époque de vie de lutttes et d'aventures<sup>1</sup>.

A ses humbles débuts, le procédé se réduisait simplement à l'emploi d'un modeste appareil d'arrosage : un tonneau, placé à un niveau plus élevé et servant de réservoir, et une manche en cuir avec un bout de tuyau de fer-blanc formant lance et déchargeant l'eau contre les parois de l'alluvion.

Cet appareil inaugurait le principe nouveau de la suppression du travail manuel, en confiant à la seule force de la gravité, avec l'eau comme véhicule, le soin de procéder, à la fois, à l'exploitation des graviers, à l'isolement des parcelles de métal précieuses, et à l'enlèvement des résidus.

L'esprit inventif et généralisateur des Américains comprit bien vite quel immense parti on pouvait tirer de ce principe et de cet outil rudimentaire, en donnant à cet engin des dimensions colossales. Quelques années suffirent pour remplacer le tonneau par d'immenses réservoirs et la manche avec sa lance par des canaux et des tuyaux gigantesques, dont la longueur se mesure par milliers de mètres et qui sont terminés par des ajutages puissants, capables de diriger, sous de hautes pressions, un jet d'une masse et d'une force énormes sur les graviers pour les démolir et les entraîner.

Cette méthode n'est manifestement applicable que lorsqu'on peut disposer

1. Une partie importante des renseignements relatifs à la *méthode hydraulique* sont extraits du travail publié dans les *Annales des Mines* par M. E. Sauvage, ingénieur des mines, et de l'ouvrage de M. J. Bowie, intitulé *Hydraulic mining*.

d'une pente suffisante pour l'écoulement naturel des torrents de boue et de pierres auxquels elle donne naissance, ou encore lorsqu'il est possible de créer artificiellement cette voie d'écoulement, ce qui arrive chaque fois que les dépressions dans lesquelles doit s'effectuer l'évacuation sont situées à une altitude bien inférieure à celle des alluvions.

Ces conditions ne sont que bien rarement réalisées pour les alluvions récentes ou quaternaires occupant les vallées actuelles; elles le sont au contraire, au plus haut degré, pour les alluvions *pliocènes*, lorsque celles-ci, comme c'est le cas en Californie et en Australie, remplissent des dépressions indépendantes de l'orographie actuelle et situées à un niveau bien supérieur à celui des cours d'eau.

En tout état de cause, la méthode hydraulique, chaque fois qu'elle est applicable, entraîne nécessairement une accumulation formidable de débris, étagés suivant leur grosseur, depuis le point où débouche le canal d'évacuation jusqu'aux vallées basses où les rivières cessent d'avoir un cours torrentiel et même jusqu'aux fleuves et à l'embouchure de ceux-ci dans la mer.

L'accumulation des gros éléments à leur arrivée même dans les vallées n'a présenté, en général, et surtout au début, que de faibles inconvénients; situées à l'intérieur du massif montagneux de la *Sierra Nevada*, ces vallées étaient réquites, dans leur partie haute, à des gorges sauvages, impropres à la culture aussi bien qu'à l'établissement d'usines industrielles. Aussi le fait de leur remplissage n'a-t-il soulevé aucune protestation sérieuse, et cela d'autant moins qu'elles ont pu être acquises sans difficulté par les exploitants eux-mêmes.

Il en a été tout autrement des parties basses de ces mêmes vallées et surtout des vallées plus importantes auxquelles elles venaient aboutir. Là, en effet, une population agricole nombreuse, attirée par le succès même des exploitations minières, était venue s'établir, d'abord, pour subvenir aux besoins de la population ouvrière, mais ensuite et surtout pour tirer un large profit de la merveilleuse fécondité du sol et de la beauté du climat.

Or, si les gros blocs étaient retenus dans les parties hautes et incultes des cours d'eau, il n'en était pas de même des graviers menus, des sables et des limons qui descendaient, au contraire, dans les parties basses et se déposaient, dans ces régions cultivées, sur le fond même des rivières à mesure que le courant qui les entraînait se ralentissait. La profondeur du chenal disponible pour l'écoulement des eaux, devenait donc de plus en plus faible et des inondations de plus en plus fréquentes étaient la conséquence de ce rétrécissement.

Sans doute, dans les premiers temps, les crues subites et violentes dues à la fonte des neiges remédiaient à cet inconvénient et en déplaçaient les effets, en creusant à nouveau le lit meuble et artificiel formé par les débris.

C'est ainsi que la rivière *Tuolumne* qui, avant de recevoir les débris d'exploitations hydrauliques, avait un lit de 170 mètres de largeur et de 4<sup>m</sup>,50 de profondeur avec une pente de 5<sup>m</sup>,80 par kilomètre, fut complètement remplie en 21 mois par ces débris; partiellement nettoyée par les crues printanières des deux années suivantes, elle était réduite à une largeur de 10 mètres et à une profondeur de 0<sup>m</sup>,30 quatre années plus tard.

Mais les creusements partiels produits par les crues ne pouvaient être que des

palliatifs restreints et insuffisants, et le jour est fatalement arrivé où le lit obstrué de la rivière n'a plus même pu contenir les eaux normales; à partir de ce moment, les hautes eaux se répandant dans la vallée entière ont submergé la culture, inondé les habitations et détruit jusqu'au sol arable qui en faisait la richesse.

C'est surtout dans les comtés de *Butte* et de *Mariposa* que ces effets funestes atteignirent leur maximum d'intensité, et c'est de là que vint le signal de la résistance contre un système qui avait provoqué de pareils désastres. Les hostilités entre la population agricole et la population minière, pour la défense de leurs intérêts respectifs, débutèrent par une injonction défendant à la *Miocene company* du comté de *Butte*, qui possède, dans le bassin du *Feather-River*, 500 hectares de gravières alluvionnels (*deep-leads*) de 10 mètres de puissance, d'envoyer à la rivière les rebuts (*tailings*) de leur exploitation hydraulique.

Depuis lors, la lutte s'est généralisée et elle se poursuit avec une passion qu'explique l'importance des intérêts engagés. Les chiffres suivants, qui caractérisaient l'état industriel et agricole de la contrée au moment de l'ouverture des hostilités, peuvent donner la mesure de l'importance de ces intérêts :

Canaux et conduites établis dans les comtés affectés.	4.000 kilom.
Capital engagé dans les mines. . . . .	750.000.000 fr.
Produit annuel . . . . .	60 à 75.000.000 fr.
Population minière atteinte par le procès. . . . .	150.000 hab.
Population agricole . . . . .	60.000 hab.

Une commission officielle, nommée par le pouvoir fédéral, fut saisie de cette question vitale pour l'industrie minérale du Far-West, et fut chargée de fixer une jurisprudence permettant de mettre fin aux procès pendants devant les diverses cours des États intéressés.

Cette commission a admis le principe de la possibilité des exploitations hydrauliques que certains arrêts isolés avaient impitoyablement condamnées; mais, pour sauvegarder les intérêts agricoles, elle a imposé, comme restriction à l'application de ce principe, l'obligation de rendre les *tailings* inoffensifs, soit en créant, à l'aide de barrages<sup>1</sup>, dans les vallées hautes, d'immenses lacs formant bassins d'épuration, soit en remontant les *tailings*, à l'aide d'*élévateurs hydrauliques* (voir p. 77), dans les excavations laissées par les travaux des exploitations mêmes, suivant le mode que nous décrirons ultérieurement.

Malheureusement, les mines qui peuvent réaliser ces conditions sont en petit nombre, comme aussi celles qui, à l'exemple de la mine de *Klamak-River*, peuvent déverser directement leurs *tailings* dans la mer.

Pourtant, si l'on considère la perfection qu'avait atteinte l'outillage industriel employé par la méthode hydraulique, les facilités qu'avaient créées l'emploi, sur une vaste échelle, des perforatrices pour le creusement des tunnels, l'usage de la lumière électrique pour doubler la durée du travail, enfin l'immensité

1. La Compagnie *Calaveras hydraulic mining and water Co* (Californie) paraît avoir résolu le problème en construisant trois barrages en broussailles, en pierres et en terre qui retiennent complètement les débris et au sortir desquels l'eau s'écoule limpide.



des masses alluvionnelles encore aujourd'hui susceptibles d'être travaillées par cette méthode, on ne peut que désirer voir de nouveau s'ouvrir cette importante source de richesse, source dont on aura la mesure par les chiffres suivants, qui donnent l'estimation des principaux massifs de graviers dès aujourd'hui reconnus et tout prêts à être travaillés par la méthode hydraulique.

Bassin du Yuba-River. . . . .	700.000.000 <sup>m5</sup>
— Bear-River. . . . .	50.000.000
— American-River. . . . .	75.000.000
Bassin du Makelumne, du Stanislas, du Tuolumne. . . . .	400.000.000
Autres petits bassins. . . . .	150.000.000
Formant un total de. . .	<u>1.375.000.000<sup>m5</sup></u>

Nul ne peut prévoir quelles solutions l'avenir réserve à cet égard; si, d'une part, depuis 1887, les exploitations hydrauliques sont presque arrêtées en Californie, elles ne le sont pas encore dans d'autres régions, notamment dans la *Nouvelle-Zélande*, où le mouvement agricole et industriel est loin d'avoir acquis, jusqu'à présent, l'intensité qu'il a possédée, dès l'origine, en Californie.

Mais, alors même qu'en Nouvelle-Zélande, comme en tout autre pays civilisable, le dernier mot devrait rester toujours à l'agriculture, — ce qui est peut-être conforme à la tendance naturelle à l'homme de favoriser les établissements qui assurent la régularité de son existence et la stabilité de sa vie, plutôt que ceux qui lui procurent une richesse passagère au prix de luttes et de sacrifices, — il y aurait toujours un intérêt de premier ordre à donner la description complète de la *méthode hydraulique*, parce qu'elle est, à la fois, une des conquêtes les plus remarquables de l'art de l'ingénieur, en même temps qu'elle correspondra toujours à une phase, transitoire peut-être, mais rationnelle et par suite nécessaire, de l'exploitation *intensive* des richesses que renferment les graviers aurifères dans les contrées encore inexplorées du globe.

#### b. APERÇU DE LA MÉTHODE.

Comme toute exploitation rationnelle d'alluvions, l'application de la méthode hydraulique doit toujours être précédée par un levé de plans et surtout par un nivellement soigné de la contrée qui environne la concession.

Ces opérations ont pour but de déterminer, ainsi que nous l'avons exposé à propos de la méthode sibérienne : en premier lieu, la puissance des terrains alluvionnels à abattre, terrains dont la richesse a été préalablement reconnue, et, en second lieu, la possibilité d'amener avec une pression suffisante sur les points d'attaque la quantité d'eau requise pour le lavage.

On procède ensuite à une série de sondages, au moyen de puits convenablement espacés et creusés à partir de la surface jusqu'à la roche de fond, ou *bed-rock*; ces puits indiquent, non seulement l'épaisseur du terrain stérile reposant

sur l'alluvion proprement dite, mais encore la puissance de cette alluvion dans toute l'étendue du terrain que l'on se propose de travailler, et enfin la configuration du *bed-rock* lui-même.

On détermine ainsi le point le plus bas du *bed-rock*, détermination de la plus haute importance, car c'est à ce point que doit aboutir la galerie (*tunnel*) qui servira ultérieurement à l'écoulement des eaux et des graviers.

Lorsque la mine est importante, ces opérations préliminaires peuvent acquérir un tel développement que l'on cite des exploitations où leur coût ne s'est pas élevé à moins de 500 000 francs.

Les opérations préliminaires achevées, il faut étudier l'emplacement et ultérieurement effectuer le percement du tunnel à travers lequel doivent être évacués, pour être menés jusqu'à une vallée inférieure, toute l'eau employée au travail et les débris de l'exploitation que cette eau entraîne avec elle.

Le point d'attaque de ce tunnel est déterminé par l'orographie de la région et par la connaissance du point auquel il doit aboutir, ce point d'arrivée, ainsi que nous venons de le dire, étant le point le plus bas du *bed-rock* déjà déterminé par les sondages préalables; aussi la longueur de ce tunnel est-elle nécessairement variable suivant la topographie de la contrée. Nous indiquerons ultérieurement les dimensions et la pente usuelle qu'il convient de donner à cet important ouvrage.

En même temps que l'on assure ainsi à l'eau son débouché, il faut créer, par des moyens artificiels, l'immense approvisionnement que nécessite son emploi. Le barrage des parties hautes des vallées dans le but de recueillir les eaux hivernales, l'emmagasinage de ces eaux dans de véritables lacs qui en contiennent des millions de mètres cubes, leur conduite jusqu'aux travaux à l'aide de larges fossés (*ditches*) et de canaux en bois (*flumes*) ou de tuyaux de tôle parfois supportés, à de très grandes hauteurs, par des charpentes légères, enfin l'établissement de *sluices*, d'une longueur souvent très considérable, pour retenir l'or et entraîner au loin les débris, tels sont les gigantesques travaux préliminaires auxquels on doit se livrer. Ils ont été réalisés sur une immense échelle en Californie et les constructions qu'ils ont entraînées sont parfois des merveilles de force et de légèreté.

L'eau amené au point d'attaque est déchargée par le moyen de tubulures en fonte; elle atteint souvent une vitesse de 50 mètres par seconde et son débit s'élève, dans quelques cas, jusqu'à 150 000 mètres cubes par vingt-quatre heures. Ce jet colossal, projeté contre les bancs de gravier dont la hauteur dépasse quelquefois 100 mètres, démôlit la masse alluvionnelle et la transforme en un torrent de boue qui charrie, sur le *bed-rock* mis à nu, les débris de toute grosseur et les entraîne dans les *sluices* en bois, pavés en pierre ou en blocs de *bois debout*, installés dans le tunnel.

Pour rendre l'action de l'eau plus efficace, le banc de gravier est quelquefois attaqué par des coups de mine dont quelques-uns sont chargés de 1 500 à 2 000 petits barils de poudre.

D'énormes grues hydrauliques sont mises en place pour enlever les gros blocs de roches; enfin des dispositifs spéciaux, *grizzlies* et *undercurrents*, permettent de se débarrasser des grosses pierres, et de ralentir la force du courant.

L'or est retenu par le mercure placé dans les sluices, entre les interstices du pavage formant *riffles*. On est quelquefois obligé de prolonger ces sluices bien au delà du tunnel d'évacuation. La construction de ces sluices de décharge extérieurs (*tail-sluices*) a moins pour but de retenir plus complètement l'or, — qui est recueilli, dans les limites du possible, pendant la traversée du tunnel chaque fois que ce dernier a une longueur suffisante — que de permettre d'évacuer les débris (*tailings*) en un point favorable de la vallée inférieure.

Nous avons déjà expliqué plus haut comment cette précaution, très usitée pendant la période de la grande exploitation hydraulique, était devenue insuffisante en Californie; si bien qu'elle n'avait empêché, ni les préjudices causés à l'agriculture, ni l'ostracisme qui en a été la conséquence.

Il ne faut pas se dissimuler, d'ailleurs, que la méthode hydraulique, précisément à cause de la puissance des moyens qu'elle met en jeu, modifie profondément la topographie de la région à laquelle elle est appliquée; la dévastation qu'elle entraîne étant telle que, pour s'en rendre compte, il faut en avoir été témoin, aucune description, même la plus fidèle, ne pouvant en donner qu'une image affaiblie.

#### C. TRAVAUX PRÉLIMINAIRES.

**Barrages.** — Pour obtenir l'approvisionnement régulier, sous forte pression, de l'eau nécessitée par la méthode hydraulique, il est indispensable d'établir de vastes réservoirs, que l'on crée en barrant une vallée à une altitude suffisante au-dessus du niveau de la mine que l'on veut travailler.

En Californie, cette nécessité est rendue plus impérieuse par l'irrégularité du régime des eaux. Aussi, les retenues d'eau à la suite de la fonte des neiges sont-elles seules capables d'assurer le travail d'été, qui paraît être le plus favorable, la chaleur de l'eau donnant une action plus énergique au mercure.

Le point choisi pour établir un barrage est naturellement celui où une vallée se resserre et présente des contreforts rocheux solides. Les matériaux employés pour sa construction varient avec les ressources de la localité: quelquefois des blocs de granite, enchevêtrés sans mortier, forment la face antérieure de la masse qui est revêtue de terre pilonnée; la surface en contact avec l'eau est recouverte de planches clouées sur des poutres horizontales, avec joints calfatés. D'autres fois, les barrages sont entièrement en bois, rocailles et terre, et formés par des cadres de bois rondins, superposés horizontalement, les pièces transversales des cadres étant simplement posées sur les pièces horizontales et fixées par des broches en fer, de telle sorte qu'à l'extérieur on voit une série de troncs d'arbres horizontaux, tandis que dans l'intervalle de deux rangées apparaissent les bouts des pièces transversales.

Le barrage est toujours traversé par une prise d'eau, située un peu au-dessus du fond et construite en gros galets, avec murs latéraux et couverture de dalles de granite. L'admission de l'eau dans ce canal a lieu au moyen de tuyaux de fonte débouchant à l'intérieur du barrage, et elle est réglée au moyen de valves.

Les barrages ainsi établis présentent assez de solidité pour résister à des crues

souvent assez considérables pour faire parfois passer jusqu'à 500 m. cub. d'eau par seconde par-dessus la crête du barrage. La figure ci-jointe (fig. 26) donne la coupe du barrage *Bowman Main Dam* de la Compagnie North Bloomfield.

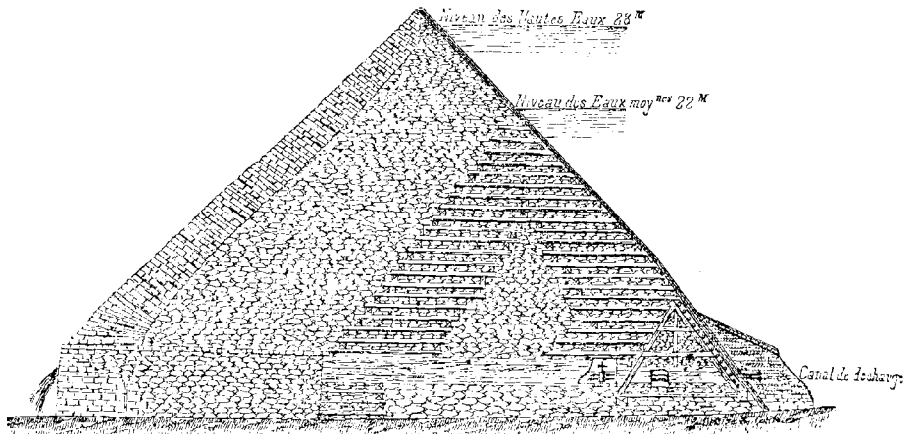


Fig. 26.

Pour faire comprendre l'importance que peuvent atteindre ces barrages, nous résumerons dans le tableau suivant les dimensions et les prix de revient des principaux réservoirs californiens.

DIMENSIONS ET PRIX DE REVIENT DES PRINCIPAUX RÉSERVOIRS CALIFORNIENS.

PROPRIÉTAIRES	CAPACITÉ	SUPERFICIE	HACTEUR	LONGUEUR	COUT
	TOTALE en mèt. cubes	de la NAPPE D'EAU en hectares	maxim. DES DIGUES en mètres	maxim. DES DIGUES en mètres	
	M <sup>3</sup>	Ha	M.	M.	Fr.
North Bloomfield C <sup>o</sup> . . . . .	20.505.000	27,69	50,48	129,20	1.253.535
Eureka Lake C <sup>o</sup> . . . . .	26.267.880	21,44	20,75	76,00	215.000
Milton C <sup>o</sup> . . . . .	18.265.000	16,56	35,82	100,82	775.000
South Yuba C <sup>o</sup> . . . . .	54.772.457	59,06	22,80	197,60	—
Blue Tent C <sup>o</sup> . . . . .	8.450.000	—	—	—	—
California C <sup>o</sup> . . . . .	16.860.000	—	—	—	—
El Dorado . . . . .	50.067.000	—	—	—	855.350
Divers . . . . .	19.670.000	—	—	—	—
Spring Valley. . . . .	—	—	57,15	389,12	—
Tuolumne . . . . .	—	—	18,24	91,20	2.009.000

La gravure (Pl. XI, fig. 27) ci-contre, reproduisant une vue photographique de l'*English Dam, North Bloomfield, Californie*, donne une idée de l'ampleur de ces travaux et du mode de leur construction.



ENGLISH. DAM. NORTH BLOOMFIELD. PL. XI

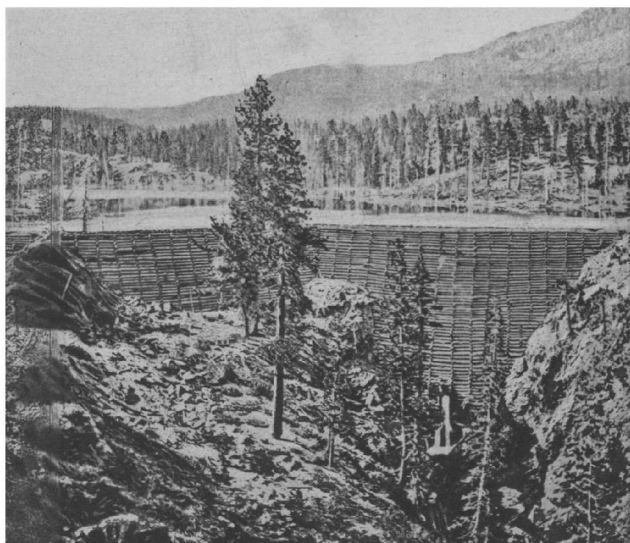


Fig 27

UNDER-CURRENT

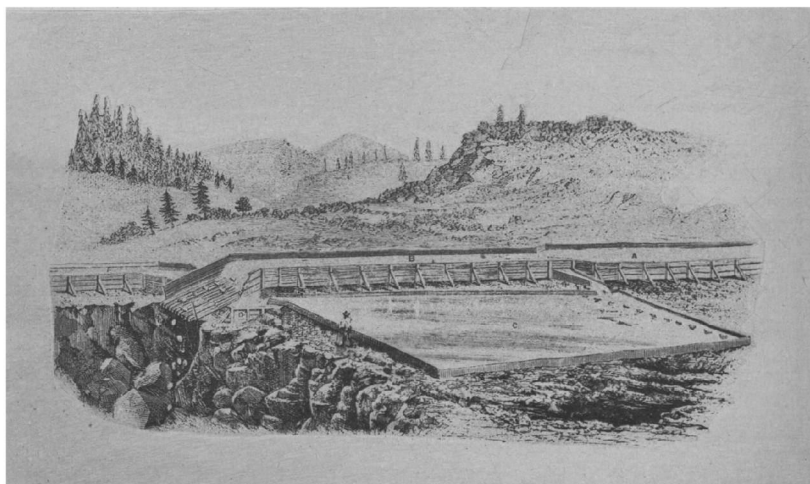


Fig 28.

**Conduite des eaux.** — Pour conduire l'eau des réservoirs aux mines, on fait usage, en Californie, de fossés ou canaux (*ditches*) qui s'étendent souvent sur une longueur considérable. Les canaux suivent, en général, le flanc des vallées avec une pente régulière, la pente la plus convenable étant celle de 10 *pieds* par *mille* (environ  $0^m,002$  par mètre). Cette pente produit un écoulement rapide sans dégradation des berges, et elle a, en outre, l'avantage de débarrasser le canal de la glace ou des feuilles mortes qui pourraient l'obstruer, suivant les saisons. Dans quelques cas exceptionnels, la pente a été fixée à 15 ou 20 *pieds* par *mille* ( $0^m,003$  et  $0^m,004$  par mètre).

La largeur des canaux varie de 2 à 3 mètres au plan d'eau et de 1 à 2 mètres à la partie inférieure; leur profondeur varie de  $0^m,75$  à  $1^m,50$ . Afin de diminuer la surface d'évaporation pendant l'été, il est préférable de faire un fossé étroit et profond, cette condition étant d'ailleurs subordonnée à la facilité d'attaque du sous-sol et à son imperméabilité.

Pour l'établissement de *ditches* à flanc de coteau, trois cas peuvent se présenter suivant la nature du terrain. Le cas le plus favorable est celui où la résistance et l'imperméabilité du terrain sont telles qu'il suffit de creuser l'excavation au-dessous du terrain meuble de la surface, en rejetant simplement les déblais du côté de la vallée (fig. 29).

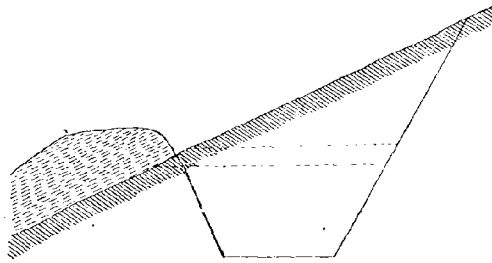


Fig. 29.

Lorsque la consistance du terrain est insuffisante, on remplace la berge naturelle inférieure par une double maçonnerie en pierre sèche, avec remplissage de terre pilonnée (fig. 30).

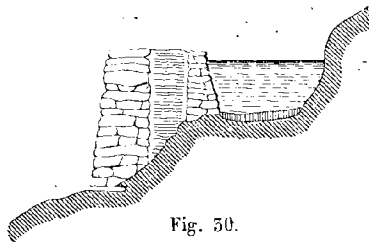


Fig. 30.

Enfin si la roche devait, par sa dureté, exiger l'emploi de la poudre, on substitue d'ordinaire au *ditch* un canal en bois (*flume*), porté par des chevalets;

ce dernier genre de construction est représenté par le croquis ci-après (fig. 31).

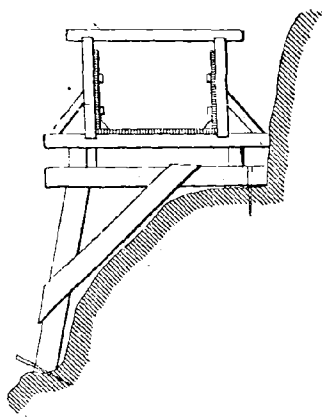


Fig. 31.

C'est aussi au moyen de *flumes* en bois que l'on a d'abord franchi les vallées. Les vallées élevées encore inexploitées et couvertes de forêts, d'où partent les canaux, fournissent généralement en abondance les bois nécessaires à ces ouvrages. Les bois sont débités sur place par des scieries (*saw mills*), annexes préalables de tous les établissements industriels aux États-Unis. Le canal lui-même offre un mode économique de transport par flottage des matériaux de construction.

Les *flumes* ont une pente supérieure à celle des *ditches* ; elle est, en moyenne, de 30 à 35 *pieds* par *mile* (0<sup>m</sup>,006 à 0<sup>m</sup>,007 par mètre). On les construit généralement en planches de 0<sup>m</sup>,04 à 0<sup>m</sup>,06, maintenues par des cadres formés de poutrelles de 0<sup>m</sup>,10 sur 0<sup>m</sup>,10 et distants de 0<sup>m</sup>,75 à 1<sup>m</sup>,25.

Les *flumes* sont supportés par des estacades souvent fort élevées, que des haubans, formés de simples fils de fer, maintiennent quelquefois des deux côtés contre l'action du vent. Ces aqueducs sont parfois des merveilles de hardiesse ; une particularité à signaler dans leur construction, c'est leur tracé généralement sinueux, qui leur permet de résister aux coups de vent malgré la légèreté des matériaux employés. D'autres fois, quand il s'agit de longer ou même de franchir des vallées (*cañons*) dont les parois sont formées de rochers à pic, les *flumes* sont suspendus à ces rochers par des tiges et des crampons métalliques et dessinent, sur leurs parois abruptes, de hardies courbes de niveau. Ce n'est pas un des moindres sujets d'étonnement pour l'ingénieur européen qui visite les États-Unis que la vue de ces constructions dont peuvent donner une idée les photographures ci-contre du *Magenta Flume, Nevada county, Californie* (Pl. XII, fig. 32), et du *Bracket Flume* de la *Miocene Mining Company, Butte county, Californie* (Pl. XII, fig. 35).

L'emploi des tuyaux en tôle paraît actuellement se généraliser ; ils se substituent aux *flumes* en bois pour la traversée des vallées et sont, comme ces derniers, portés par des estacades ; ils sont, d'ailleurs, toujours employés







Fig. 52.

MIOCENE BRACKET FLUME

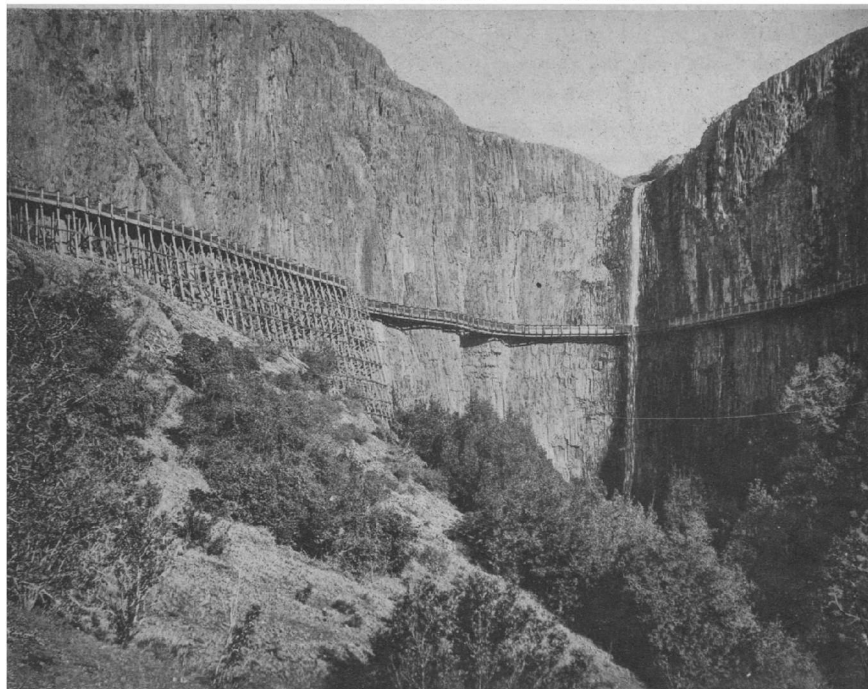


Fig. 35.

pour franchir les vallées profondes sous forme de siphons. Ces tuyaux en tôle sont emboîtés et rivés l'un à l'autre par bouts de 5 à 7 mètres, ou mieux juxtaposés et rivés séparément sur un collier intérieur; leur diamètre s'élève jusqu'à 1 mètre. Enfin, sans entrer dans les détails relatifs à la construction de ces siphons, nous mentionnerons l'obligation de les munir d'appareils de sûreté tels que valves et soupapes à flotteur, destinées à prévenir l'écrasement des tubes dans le cas où il se produirait un vide ou un coup de bélier.

Pour donner une juste idée de l'importance des travaux de captation et d'amenée des eaux destinées aux exploitations hydrauliques, nous citerons, d'après *J. Bowie*, quelques chiffres relatifs à la Californie que nous avons résumés dans les deux tableaux suivants, donnant :

1<sup>o</sup> Le prix de revient détaillé d'une portion du *Milton ditch*;

2<sup>o</sup> Les dimensions et les prix de revient des principaux canaux et conduites de la Californie.

PRIX DE REVIENT DU « MILTON DITCH »

pour une longueur de canal de 22<sup>milles</sup>, 687 et 8<sup>milles</sup>, 528 de conduites.

		Fr.		
Creusement du canal.	{	Main-d'œuvre. . . . .	348.325 »	
		Explosifs . . . . .	20.492 »	
		Outils et divers matériaux . . . . .	32.758 »	
			Fr. 401.575 »	
Fondation des conduites.	{	Main-d'œuvre. . . . .	75.067 »	
		Explosifs . . . . .	14.334 »	
		Outils et matériaux divers . . . . .	5.498 »	
			94.599 »	
Construction des conduites.	{	Bois. . . . .	160.076 »	
		Transport de ces bois . . . . .	14.737 »	
		Construction des boîtes.	Main-d'œuvre. . . . .	107.005 »
			Outils . . . . .	500 »
			Matériaux divers . . . . .	15.295 »
			122.800 »	
			297.633 »	
Frais généraux.	{	Frais de direction proprement dite . . . . .	25.053 »	
		Routes (6 milles, ou 9 <sup>milles</sup> , 634). . . . .	7.000 »	
		Divers (transport des ouvriers et matériaux, bureaux, etc.). . . . .	28.506 »	
			58.559 »	
Indemnités (Pour dommages causés aux voisins, etc.). . . . .		8.179 »	8.179 »	
Totaux. . . . .			860.545 »	
A DÉDUIRE (Matériel remboursé par la <i>Milton Co</i> ). . . . .			15.000 »	
<i>Coût total net.</i> . . . . .			847.545 fr.	

Coût du Canal par mètre. . . . . 16<sup>fr</sup>, 00  
Coût des conduites par mètre. . . . . 45<sup>fr</sup>, 24

## DIMENSIONS ET PRIX DE REVIENT DES PRINCIPAUX CANAUX ET CONDUITES DE LA CALIFORNIE

COMPAGNIES PROPRIÉTAIRES	LONGUEUR en KILOMÈTRES	CAPACITÉ PAR MINUTE		VALEUR DU POUCE DE MINEUR par minute		PENTE PAR MÈTRE		COUT	
		en pouces de mineur	en m <sup>3</sup> mèt. cub.	en pieds cub.	en l- litres	en millimèt.		TOTAL en francs	COUT PAR PIED en francs
						mm.	mun.		
North Bloomfield C <sup>o</sup> . . . . .	88,495	3.200	137,6	1,54	43,12	2,26 <sup>4</sup> à 3,02 <sup>4</sup>		2.333.555	26.567
Milton C <sup>o</sup> . . . . .	135,156	3.000	129,0 <sup>2</sup>	1,54	43,12	3,02 à 6,04		2.514.990	17.129
Eureka Lake Main Ditch. . . . .	86,886	2.500	107,5 <sup>3</sup>	1,54	43,12	—		2.151.250	24.761
— Miner's Ditch. . . . .	40,225	700	30,1	1,54	43,12	1,79		900.000	22.577
San Juan . . . . .	72,405	2.300	98,9	1,54	43,12	1,69 à 3,02		1.461.960	20.254
South Yuba Canal. . . . .	197,907	23.700	1019,1	1,54	43,12	1,51 à 5,20		5.500.000	27.798
Blue Tent C <sup>o</sup> . . . . .	52,292	1.800	77,4	1,54	43,12	1,88		1.270.000	24.287
Excelsior C <sup>o</sup> . . . . .	101,507	10.900	250,0	1,78	49,84	—		6.000.000	59.250
Hendrick's C <sup>o</sup> . . . . .	74,818	—	—	1,54	43,12	1,20 à 2,40		680.750	9.159
Spring Valley C <sup>o</sup> . . . . .	83,668 <sup>4</sup>	2.000	86,0	1,54	43,12	1,79		2.500.000	29.882
La Grange. . . . .	52,180	2.400	100,3	1,50	41,72	1,51 à 1,51		2.250.000	69.919
Tuolumne C <sup>o</sup> . . . . .	201,125	3.600	154,8	1,54	43,12	2,06 à 6,04		—	—
El Dorado C <sup>o</sup> . . . . .	84,472	—	—	—	—	0,75		2.676.820 <sup>5</sup>	31.683
California W. and M. C <sup>o</sup> . . . . .	402,250	—	—	—	—	1,13 à 3,02		3.000.000	7.438
Amador Canal C <sup>o</sup> . . . . .	194,689	—	—	1,58	58,64	1,51 à 3,02		4.500.000	25.108
Park Canal. . . . .	466,610	—	—	—	—	plus de 3,02		10.000.000	21.431

<sup>1</sup> La pente de 2<sup>m</sup>,26 par mètre n'existe que sur une longueur de 1216 mètres. Le reste du canal a une pente de 3<sup>m</sup>,02 par mètre.

<sup>2</sup> Sur 129 M. cubes d'eau entrés dans un canal de Bloomfield C<sup>o</sup>, il en a été mesuré 103<sup>m</sup>,200 à la jauge située 64<sup>m</sup>,560 plus loin (soit une perte de 20 % d'eau).

<sup>3</sup> Sur 107<sup>m</sup>,5 d'eau entrés dans un canal de Milton C<sup>o</sup>, il en a été constaté 86 mètres cubes à la jauge située 47<sup>m</sup>,463 plus loin (soit une perte de 20 % d'eau). — Sur 107<sup>m</sup>,5 d'eau entrés dans un canal d'Eureka Lake C<sup>o</sup>, il en a été constaté 77<sup>m</sup>,400 à la jauge située 53<sup>m</sup>,097 plus loin (soit une perte de 28 % d'eau).

<sup>4</sup> Y compris les canaux de Glen Beatson et Oregon Gulch.

<sup>5</sup> Les droits d'eau y sont de 1.282.970 francs.

**Mesurage et vente de l'eau.** — Le *pouce de mineur* (*miner's inch*), qui est exclusivement employé en Californie pour la mesure du débit des canaux et des cours d'eau, est une jauge dont la valeur pratique n'est pas entièrement constante. Théoriquement, elle est le résultat de l'écoulement de l'eau à travers un orifice de 1 pouce carré, sous une charge d'eau de 7 pouces au-dessus du centre de l'orifice.

En calculant la vitesse d'écoulement d'après la formule théorique

$$v = \sqrt{2gh},$$

cette formule, combinée avec les données précédentes et une valeur de 32,17 pieds pour  $g$  à la latitude de 45 degrés, on obtient, par seconde, un écoulement théorique de 0,0427 pieds cubes.

On évalue généralement cette dépense par minute; dans ces errements, la valeur théorique du pouce de mineur, à la latitude de 45 degrés et au niveau de l'océan, est donc de 2<sup>ps</sup>,562, soit de 71<sup>lit</sup>,73<sup>l</sup>.

Dans la pratique, l'écoulement se fait à travers une paroi d'épaisseur variable, mais toujours différente de l'orifice en mince paroi admis par la théorie.

Le chiffre précédent doit donc subir un coefficient de réduction qui varie avec l'épaisseur de la paroi et les dimensions de l'orifice. La contraction de la veine reste, en effet, sensiblement constante lorsque la largeur de l'orifice augmente, de telle sorte que le coefficient de réduction diminue à mesure que cette largeur va en croissant.

Des expériences très minutieuses ont été faites à Columbia-Hill, à la latitude de 39 degrés et à une élévation de 870 mètres au-dessus de la mer. Le module était une fente rectangulaire de 50 pouces de large et de 2 pouces de hauteur, avec une charge d'eau de 7 pouces au-dessus du centre de l'ouverture; la paroi était une planche en bois de 3 pouces d'épaisseur, réduite à 2 pouces par un chanfrein le long de l'arête extérieure du bord inférieur de l'ouverture.

Dans ces conditions, le débit pratique a été trouvé par seconde de 0<sup>ps</sup>,026, soit, par minute, de 1<sup>ps</sup>,57, ou de 4 $\frac{1}{2}$  litres. Ces chiffres correspondent à un rendement pratique de 61,6 pour 100.

D'autres expériences ont été faites à Smartsville, avec un orifice ayant 50 pouces de large, 4 pouces de haut, et une charge de 7 pouces d'eau sur le bord supérieur de l'ouverture, soit de 9 pouces sur le centre de l'orifice, la paroi ayant une épaisseur de 1 pouce.

Dans ces conditions, on a trouvé pour la valeur du pouce de mineur 1<sup>ps</sup>,76.

Nous mentionnerons également les essais faits à La Grange (Stanislaus Co)

1. Pour obtenir cette valeur pour une latitude  $l$  et une altitude  $H$ , il suffit de combiner les deux formules suivantes :

$$g' = g (1 - 0,002588 \cos 2l)$$

$$g'' = g' \left( 1 + \frac{2H}{R} \right),$$

ce qui revient à écrire comme suit la formule de la vitesse d'écoulement :

$$v = \sqrt{2hg(1 - 0,002588 \cos 2l) \left( 1 + \frac{2H}{R} \right)}.$$

par 37°,41' de latitude, à une élévation de 68 mètres au-dessus de la mer, en employant un orifice de 12 pouces de hauteur et de 12 5/4 pouces de largeur à travers une planche de 1 1/2 pouce d'épaisseur et sous une charge de 6 pouces au-dessus de l'ouverture.

La valeur du pouce de mineur par minute a été trouvée de 1<sup>PS</sup>,4994, soit 41<sup>MT</sup>,72, correspondant à un rendement 59,05 pour 100.

Enfin nous citerons le pouce de mineur adopté par la *Park Canal and Mining Co*, qui est de 1<sup>PS</sup>,59 (39<sup>MT</sup>,17), celui des mines de *North Bloomfield* et *Milton*, qui est de 1<sup>PS</sup>,54 (35<sup>MT</sup>,42), et celui de *Amador Co*, qui est de 1<sup>PS</sup>,58, soit 38<sup>MT</sup>,64 par minute.

Nous avons eu soin d'indiquer, dans le tableau relatif au débit des canaux, la valeur admise par chacune des différentes compagnies pour la livraison de l'eau aux exploitants.

On comprend, d'ailleurs, tout l'intérêt que présente le mesurage de l'eau dans les districts miniers, puisque, le plus souvent, l'eau est fournie aux mines par des compagnies spéciales (*Water companies*) ou par d'autres compagnies mixtes (*Water and Mining companies*). Le pouce de mineur se paye généralement de 10 à 20 cents (0<sup>FR</sup>,50 à 1 fr.) par journée de 10 à 12 heures. Ces prix sont rémunérateurs, malgré les fortes dépenses de premier établissement dont nous avons donné des exemples, et l'on a même vu des compagnies minières abandonner l'exploitation de leurs propres gisements, parce qu'elles trouvaient plus avantageux de vendre leur eau à d'autres exploitants.

#### d. DISTRIBUTION DE L'EAU SUR LES TRAVAUX.

**Boîte de tête (Head-box) et Distributeur.** — Quels que soient les moyens employés pour recueillir et amener les eaux sur les travaux, il est nécessaire d'avoir, en dernier lieu, une pression considérable; aussi voit-on quelquefois déboucher les canaux d'amenée à une hauteur de plus de 100 mètres au-dessus du point d'attaque. Pour utiliser la pression déterminée par une pareille chute, le dernier tronçon du parcours est toujours un tuyau fortement incliné, construit le plus ordinairement en tôle et dont le diamètre est variable suivant le débit. Avant d'entrer dans ce tuyau et à la sortie des conduites d'amenée, l'eau se déverse d'abord dans une boîte carrée en bois (*Head-box*), très solidement construite; cette boîte est pourvue d'une grille destinée à arrêter les matières flottantes et d'un déversoir par lequel s'échappe l'eau en excès. Du niveau du déversoir au point inférieur où débouche le tuyau, doit exister une hauteur d'eau de 1<sup>M</sup>,50 à 2 mètres pour éviter l'entraînement de l'air. Le tuyau se termine, à sa partie inférieure, par une boîte carrée en fonte, munie de valves, que l'on nomme le *distributeur* et dans lequel viennent s'emmancher les tuyaux de distribution de l'eau sur le chantier; ces tuyaux eux-mêmes se terminent par des ajutages.

La conduite qui part de la boîte de tête peut avoir jusqu'à un mètre de diamètre; pour un débit de 1 500 à 2 000 pouces de mineur, on lui donne généralement 0<sup>M</sup>,56 de diamètre, et 0<sup>M</sup>,76 pour un débit de 3 000 pouces.

La conduite descend en ligne droite, si cela est possible; mais lorsque le relief du terrain exige une contre-pente, on doit placer, au point où la pente change, des soupapes à flotteur laissant rentrer l'air, pour éviter la compression du tuyau si le vide se produisait. Dans ce cas, en effet, les tôles, relativement très minces, s'écraseraient facilement, bien qu'elles résistent à des pressions intérieures considérables.

Pour un diamètre de 0<sup>m</sup>,56 et une pression de 45 mètres d'eau, on fait usage de la tôle n° 16, dont l'épaisseur n'est que de 0<sup>m</sup>,0015; pour un diamètre de 1 mètre et une pression de 50 mètres, l'épaisseur va jusqu'à 0<sup>m</sup>,006. Les segments sont emboîtés et rivés, ou simplement reliés au moyen de fils de fer passant dans des crochets, lorsque les tuyaux doivent être fréquemment déplacés.

La conduite repose généralement à terre sur des semelles; elle est quelquefois portée par des chevalets et même parfois enterrée. La disposition adoptée dépend du profil du terrain.

**Ajutages.** — Les ajutages qui terminent les tuyaux de distribution sont des tuyaux en bronze ou en fonte, légèrement coniques, dont le diamètre d'ouverture peut atteindre 0<sup>m</sup>,15 et même 0<sup>m</sup>,18. Un joint mobile est interposé entre le tuyau d'alimentation et l'ajutage, de manière à permettre de changer la direction du jet. Plusieurs dispositifs ont été successivement adoptés et sont figurés ci-après; voici la description sommaire de ces ajutages dans l'ordre de leur invention.

1° Le *Col-d'Oie* (*goose-neck*) (fig. 54) est formé par le redressement vertical du

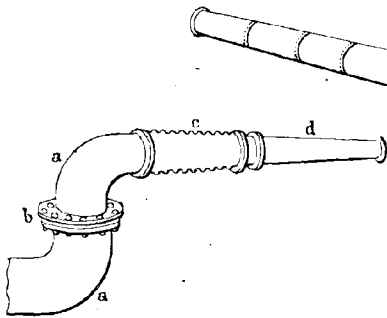


Fig. 54.

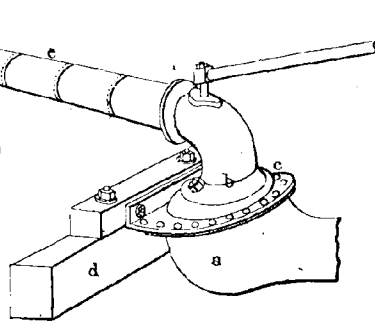


Fig. 55.

tuyau d'amenée, *a*, auquel est relié un bout de tuyau coudé en arc de cercle par un joint horizontal, *b*, permettant de faire décrire un arc de grande ouverture au coude supérieur et, par suite, à l'ajutage, *d*, qui lui est attaché au moyen d'une courte manche en toile, *c*; cette manche laisse, en outre, une certaine facilité de déplacement dans le sens vertical.

Cet appareil a été abandonné à cause des inconvénients qu'il présente et dont les principaux sont : la diminution de la force du jet par suite des coudes trop brusques, et la difficulté de faire jouer le joint horizontal.

2° Le *Craig's globe monitor* (fig. 55) est une sphère creuse à deux ouvertures; l'une d'elles reçoit le tuyau d'amenée et dans l'autre se meut une calotte

sphérique, d'où part l'ajutage qui doit être recourbé à sa base de manière à être horizontal dans sa position moyenne.

Cette calotte, *b*, est tournée de façon à s'ajuster exactement dans l'intérieur de la partie sphérique d'un collier, *c*, également boulonné sur la sphère, *a*, avec une garniture de cuir pour rendre le joint étanche. L'ajutage est ainsi mobile à volonté dans toutes les directions horizontales, et, dans le sens vertical, jusqu'à une inclinaison de 40 degrés. L'appareil est solidement boulonné sur un sommier de bois, *d*. Le système de jonction, qui a environ 3 mètres de long, est formé d'un tube en tôle, à l'extrémité duquel est vissé l'ajutage proprement dit, celui-ci étant un tuyau en fonte dont le diamètre intérieur est de 0<sup>m</sup>,15 à 0<sup>m</sup>,20. Une fois que la direction à donner au jet est déterminée, l'ajutage est supporté et maintenu en place par un dispositif quelconque; toutefois, lorsque la pression atteint ou dépasse 50 mètres d'eau, il n'y a pas besoin de le caler en dessous.

3° Le joint articulé ou *Knuckle-joint* de Fischer (fig. 36) consiste en deux coudes,

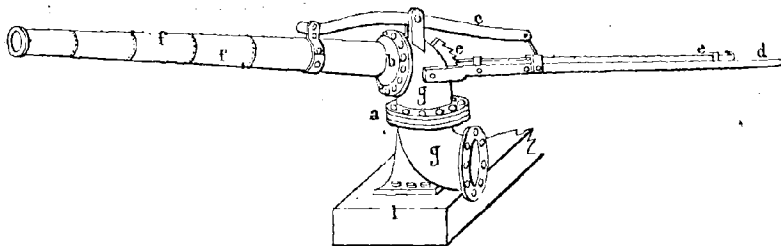


Fig. 36.

placés en forme d'S et disposés de manière à tourner horizontalement au moyen d'un joint annulaire, *a*, muni de rouleaux de friction. Ces rouleaux sont placés entre la face supérieure de la bride du coude mobile et un collier fixé lui-même par un anneau au coude inférieur; les joints sont rendus étanches par des garnitures en caoutchouc. Le déplacement vertical de l'ajutage est obtenu au moyen d'un emboîtement sphérique, *b*, analogue à celui de l'appareil précédent.

Le déplacement dans toutes les directions peut alors être facilement obtenu; il suffit de faire mouvoir, pour cela, l'ajutage par une série de leviers, *c* et *d*, dont le bras principal a une longueur de 3 à 4 mètres et est maintenu en place par une crémaillère, *e*.

Les coudes et le joint sphérique sont en fonte ayant 15 à 20 millimètres d'épaisseur; le corps de l'ajutage, dont la longueur atteint 2<sup>m</sup>,40, est en tôle, et son orifice est en fonte. Cet ajutage travaille dans de bonnes conditions à une portée de 60 mètres et, grâce à la pression de l'eau, il se maintient de lui-même en position.

4° Le dernier appareil et le plus employé est le *Little-giant*, inventé par *Haskins*, (fig. 37). Il est très simple, facile à réparer, ne présente pas de coude brusque et a la réputation de débiter la plus grande quantité d'eau avec le minimum de



résistance. Horizontalement, il peut faire une révolution complète autour d'un axe vertical qui maintient les deux coudes en contact; l'ajutage se meut, verticalement, au moyen du joint sphérique, *a*, et il est maintenu en position au moyen d'un contrepoids, *b*. Dans l'intérieur de l'ajutage sont placées trois directrices en tôle, destinées à empêcher le mouvement giratoire que l'eau a une tendance à prendre et qui a pour effet de disperser le jet en lui faisant perdre une partie de son effet utile. Un appareil de ce genre, avec un ajutage de 0<sup>m</sup>,18, a été employé sous une pression d'eau de 150 mètres.

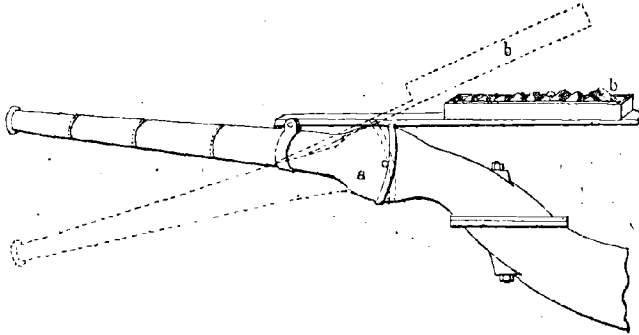


Fig. 37.

Le débit de ces ajutages varie de 27 à 40 mètres cubes par seconde, suivant la pression et le diamètre; la vitesse du jet atteint parfois 45 mètres par seconde.

#### e. ÉVACUATION DES DÉBRIS ET AMALGAMATION DE L'OR.

**Tunnel. Sluices.** — Ayant décrit les moyens employés pour amener l'eau sur les bancs de graviers qu'elle est appelée à détruire, nous allons donner les dispositions généralement adoptées pour évacuer les débris, et pour recueillir la plus grande fraction possible du métal précieux renfermé dans les graviers. Nous avons indiqué, en exposant les traits généraux de la méthode, après quelles études préliminaires et dans quelles conditions devait être effectuée la construction d'un tunnel d'évacuation; c'est dans l'intérieur de ce tunnel que sont placés les *sluices*, et sa dimension dépend, en conséquence, de la capacité de ces *sluices*, qui sont eux-mêmes en relation avec la quantité des matières que l'on se propose de laver et la quantité d'eau dont on dispose.

Pour des *sluices* simples, ayant environ 2 mètres de section carrée et travaillant 8 à 9 mois par an, on donne généralement au tunnel une section de 2<sup>m</sup>,30 de large sur 2<sup>m</sup>,65 de haut, ce qui, avec une pente de 4 pour 100, permet d'utiliser 2.000 à 2.500 *pouces de mineur*. Pour un débit de 3.000 à 3.500 *pouces*, des tunnels plus larges et une double série de *sluices* sont préférables.

La pente du tunnel d'évacuation doit être considérable, aussi bien dans le but de mieux diviser les matières que dans celui de prévenir les engorgements;

mais, d'un autre côté, elle ne doit pas être exagérée, car, dans ce cas, l'usure des *sluices* serait trop rapide; elle varie de 4 à 7 pour 100 et peut descendre à 3  $\frac{1}{2}$  pour 100 quand on traite des graviers très friables.

La longueur du tunnel varie suivant la topographie du terrain; dans quelques cas favorables, elle peut être réduite à 50 mètres, mais elle s'élève, au contraire, dans d'autres cas, à plusieurs kilomètres, suivant la position des vallées dans lesquelles le tunnel doit trouver son issue. Dans le cas de longueurs exceptionnelles, on est quelquefois obligé, pour établir la ventilation, de percer des puits d'aérage, ou de faire usage de ventilateurs.

Lorsque le tunnel a été conduit aussi près que possible du centre du bassin à exploiter, on doit creuser un puits pour établir la relation entre le tunnel et la masse exploitable; les mesures doivent toujours être prises pour éviter d'avoir à percer ce puits sur l'un des bords, près de la roche encaissante, ou en un point qui ferait courir le risque de rencontrer un terrain formé de sables mouvants ou pauvres. En effet, les dépenses et les difficultés sont à peu près les mêmes quel que soit le point d'arrivée du tunnel, et, tandis qu'on assure une longue durée aux travaux en attaquant le gîte au centre du bassin, l'attaque près des bords réduit promptement le champ de l'exploitation.

On doit prendre de grandes précautions pour relier le tunnel au puits qui est quelquefois creusé d'avance. Il est nécessaire de faire précéder le creusement proprement dit d'un trou de sonde, de façon à se rendre compte de la nature du terrain; si celui-ci est solide, il n'y a pas à craindre de difficultés, mais s'il est mou, et à plus forte raison s'il est mouvant, on doit conduire les travaux avec le plus grand soin, et il est même quelquefois avantageux d'abandonner l'établissement d'un puits dans un pareil terrain pour le reporter en un point plus solide. Lorsque cela est possible, il est préférable de percer un puits vertical; mais lorsque le terrain est ébouleux, il est quelquefois nécessaire de donner une certaine inclinaison à la partie inférieure; enfin, lorsque le terrain est très mouillé, le bout du puits incliné doit être fortement protégé et des arrangements doivent être pris pour en assécher les parois. La durée et la solidité des puits doit d'ailleurs être assurée par un boisage solide.

Le tableau suivant donne une idée de l'ampleur de quelques-uns de ces ouvrages dans quelques mines hydrauliques de la Californie.

NOMS DES MINES	LONGUEUR du TUNNEL	PENTE MOYENNE du TUNNEL	COUT ATTRIBUÉ à la CONSTRUCTION
	m.	p. 100	fr.
North Bloomfield . . . . .	2.700	4 $\frac{1}{2}$	2.500.000
American . . . . .	1.500	6 $\frac{1}{2}$	700.000
French Corral . . . . .	1.250	4 $\frac{2}{5}$	825.000
Bedrock . . . . .	875	5 $\frac{1}{2}$	"
Farrell . . . . .	750	3 $\frac{1}{2}$	"
Sweetland creek . . . . .	750	4 $\frac{2}{5}$	450.000
Manzanita . . . . .	580	4 $\frac{1}{6}$	500.000
Boston . . . . .	525	7 $\frac{1}{2}$	200.000
English mine . . . . .	475	7	"

Les sluices sont posés dans le tunnel et continués au delà de sa sortie, dans la vallée inférieure, jusqu'au point où peut se faire la décharge des débris appauvris.

Lorsque l'on doit laver une grande quantité de graviers, on établit une double rangée de sluices reposant sur les mêmes sommiers, et communiquant par des vannes, de façon à ce que l'on puisse à volonté, soit travailler à la fois dans les deux sections, soit diriger, dans l'une d'elles, la totalité du courant; en outre, ces vannes permettent d'isoler certaines fractions du parcours, de façon à faciliter le nettoyage ou les réparations partielles.

Les sluices placés en dehors du tunnel varient de longueur suivant la nature du gravier; l'expérience seule peut déterminer cette longueur qui doit être augmentée jusqu'à ce que les essais démontrent que les débris sont suffisamment appauvris.

Les sluices sont rarement posés en ligne droite, parce qu'avec cette disposition la rapidité du courant entraînerait une trop grande quantité de gravier sans le désagréger. Aussi leur fait-on décrire une courbe de grand rayon et donne-t-on au bord extérieur une surélévation d'un demi-pouce à un pouce sur le bord intérieur, afin d'éviter les projections.

Les dimensions des sluices sont déterminées par la quantité de matières à traiter, et celle-ci dépend, à son tour, de l'eau dont on dispose. Un sluice de 2 mètres de largeur sur 0<sup>m</sup>,50 de profondeur environ, avec une pente de 4 à 5 pour 100, peut débiter 5.500 pouces de mineur; avec 1<sup>m</sup>,25 de largeur sur 0<sup>m</sup>,75 de hauteur et une pente de 2 et 1/2 pour 100, le débit peut encore s'élever à 12 et même à 1.500 pouces. Enfin, ces mêmes dimensions et une pente de 4 pour 100 permettent d'atteindre un débit de 2.000 pouces de mineur.

L'eau doit avoir dans les sluices une hauteur assez grande pour recouvrir les plus gros galets communément existants dans le gravier, de sorte que la quantité d'eau varie suivant que l'on a des graviers à éléments plus ou moins gros.

La quantité d'or recueillie est d'autant plus forte que l'on peut laver avec une pente plus faible et une proportion d'eau moins considérable. Si l'eau est abondante et à bon marché, on s'accorde à adopter une pente faible; si, au contraire, l'eau est rare ou coûteuse, une pente élevée devient indispensable. En termes généraux, on peut dire que les graviers ordinaires exigent, dans les sluices, une pente de 4 pour 100 et les gros graviers une pente de 6 à 7 pour 100.

Lorsque les opérations du lavage sont suspendues, il est encore convenable de laisser couler un courant d'eau dans les sluices, afin de prévenir l'ouverture des joints et d'éviter, par suite, la perte de mercure et d'amalgame.

**Érection des sluices.** — Après avoir tracé la ligne et déterminé la pente des sluices à l'intérieur comme au dehors du tunnel, on place sur le sol ou sur des chevalets, à la distance requise par la dimension du sluice, des longuerines de 0<sup>m</sup>,10  $\times$  0<sup>m</sup>,15 au moins et de 5 mètres de long pour un sluice double. Des cadres, formés d'une traverse horizontale inférieure et de deux montants verticaux, avec jambes de force dans les angles, reposent sur ces longuerines et forment l'ossature du sluice. Les pièces du cadre ont, en gé-

néral, un équarrissage de  $0^m,10$  à  $0^m,15$ . Ces cadres, espacés de  $0^m,70$  à  $1^m,20$ , sont reliés, dans le fond et sur le côté, par des cours de planches de  $0,03$  à  $0,05$  d'épaisseur, et des latte<sup>s</sup> sont clouées à l'extérieur des joints pour fermer les interstices. Enfin le sluice reçoit un pavage qui en garnit le fond.

Les figures ci-dessous indiquent la construction et le pavage des sluices.

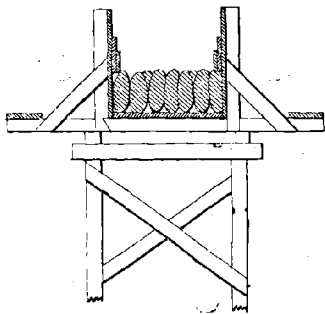


Fig. 38.

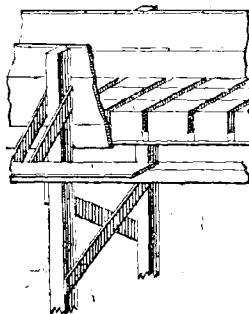


Fig. 39.

Le pavage est fait, soit en pierre, soit en bois. La figure 38 montre la coupe d'un sluice garni de pierres. Celles-ci doivent être plates ou ovoïdes et aussi dures que possible; elles sont placées avec une légère inclinaison en sens inverse du courant; l'épaisseur du revêtement est en général de  $0^m,25$  à  $0^m,35$ . On ne doit pas employer de pierres pesant moins de 10 kilogrammes, car la force de l'eau pourrait les déplacer. Le garnissage est fait par sections de 2 mètres à  $2^m,50$ , encadrées par de solides planches transversales fixées aux parois. Cette précaution empêche la destruction qui s'opérerait de *proche en proche* si quelques pierres venaient à se détacher, et elle facilite, en outre, les réparations. Les larges intervalles entre les pierres sont comblés par les débris du gravier lavé, tandis que les petits interstices du sommet remplissent l'office de riffles; un double cours de planches de  $0^m,05$  est, en outre, cloué sur les parois du cañal, au-dessus du pavage, de manière à prévenir l'usure rapide de ces parois et à maintenir en position les pierres serrées l'une contre l'autre en dessous de ce garnissage.

Un homme peut effectuer dans sa journée le garnissage d'environ 8 boîtes de 4 mètres de longueur chacune. Un pareil pavage peut résister à un travail de 100 à 150 jours.

Un autre mode de pavage (fig. 39) consiste à remplir le fond des sluices avec des blocs carrés en bois de pin, ayant  $0^m,30$  à  $0^m,45$  d'équarrissage et une hauteur de  $0^m,20$  à  $0^m,25$ . Ils sont placés en rangées contiguës de 2 à 4 blocs, de façon à remplir le fond du sluice, les rangées étant elles-mêmes séparées par des intervalles d'un pouce et demi ( $0^m,038$ ); ces intervalles sont déterminés par des planches de pareille épaisseur et de  $0^m,15$  de hauteur. Les planches sont fixées aux blocs par l'intermédiaire de clous sans tête qui les traversent en les dépassant; on cloue la planche sur la rangée de blocs précédente et, sur les pointes qui ressortent, on chasse les blocs de la rangée suivante. Enfin on cloue comme dans le pavage en pierre, sur les parois des *sluice-boxes* un

cours de planches destinées à prévenir l'usure de ces parois, et venant s'appuyer sur les planches transversales qui séparent les blocs, de manière à les maintenir en place.

Quoique les blocs soient taillés en bois debout et que l'on choisisse le bois le plus résistant que l'on puisse se procurer dans la contrée, l'usure est beaucoup plus rapide qu'avec le pavage en pierre; aussi la durée d'une campagne n'excède-t-elle pas, en général, 20 à 30 jours. Quelquefois la nature du gravier comporte l'usage de riffles posés longitudinalement, au lieu du dispositif de pavage en bois qui constitue, en quelque sorte, des riffles transversaux. De vieux rails, lorsqu'on peut s'en procurer économiquement, remplissent très bien ce but; on peut aussi employer des longuerines en bois recouvertes de bandes de fer.

Les divers modes de garnissage que nous venons de décrire donnent lieu aux remarques suivantes : le bois coûte plus cher et s'use plus rapidement; mais on l'enlève et on le remet en place plus vite, et cette opération doit être effectuée de temps en temps pour recueillir l'amalgame. Aussi, lorsque le tunnel ne comporte qu'un seul cours de sluices, le bois est-il généralement adopté en vue de réduire autant que possible la durée de l'interruption du travail pendant le nettoiyage.

Le garnissage en pierre, en dehors de la considération de son bon marché et de son usure plus lente, paraît offrir de sérieux avantages par sa tendance à retenir plus facilement l'or dans les interstices sinueux existant entre les pavés. Dans les parties à ciel ouvert, on emploie donc généralement le pavage en pierres. Toutefois, l'emploi des vieux rails paraît également donner de bons résultats et commence, à cause de sa commodité, à jouir d'une faveur croissante.

**Under-currents ou courants dérivés.** — La rapidité du courant qui traverse les *sluices-boxes* provoquerait l'entraînement et la perte d'une forte proportion d'or; aussi doit-on ménager, sur le parcours des sluices, des *under-currents* ou courants dérivés.

Ces *under-currents*, ainsi que le montre la figure 28 de la Planche XI, peuvent être comparés à de petits étangs artificiels, *c*, peu profonds et variables dans leur forme; celle-ci pouvant être, soit rectangulaire, soit triangulaire, soit même irrégulière, et avoir une largeur de 3 à 12 mètres sur une longueur de 10 à 30 mètres. Le premier *under-current* est établi à la sortie du tunnel, à une distance de 20 à 30 mètres, suivant les exigences de la configuration du sol, et à l'endroit où l'on peut établir une aire de 50 à 150 mètres carrés de superficie, quelle que soit d'ailleurs sa forme.

L'*under-current* ayant pour objet de soumettre à un courant moins rapide les particules les plus fines du gravier et de provoquer ainsi le dépôt de l'or, on doit d'abord faciliter l'élimination des gros matériaux; dans ce but, le fond de l'une des boîtes du sluice, A, est remplacé par une grille sur laquelle continue à couler une partie du courant entraînant les matières les moins divisées, tandis que le sable et l'eau, qui passent à travers la grille, sont conduits dans l'*undercurrent* par une boîte transversale assez inclinée. Les barres de la grille sont en acier de 0<sup>m</sup>,025 sur 0<sup>m</sup>,025, avec un vide de même dimension. Les

eaux boueuses s'écoulent rapidement jusqu'à la tête de l'*under-current*, où elles s'étalent sur une large surface que l'on garnit de riffles de différentes sortes, dont l'effet est de rompre le courant et de favoriser le dépôt de l'or et des matières lourdes.

La pente de la table de l'*under-current* varie de 40 à 47 pouces par 42 pieds, soit environ de 0,7 à 1,20 pour 100. Pour distribuer aussi uniformément que possible le courant boueux, des tasseaux sont placés à la tête de la table et sur toute sa largeur. Le courant dérivé et le courant du sluice, B, marchent ainsi parallèlement, quoique avec des vitesses différentes, et se réunissent dans un nouveau cours de sluice situé à un niveau inférieur. Sur toute la longueur de l'*under-current* la largeur du sluice est naturellement réduite, puisqu'une partie seulement du courant primitif y continue son mouvement. Suivant la configuration ou la pente du terrain, l'*under-current* est établi d'un seul côté du sluice, ou des deux côtés à la fois.

Les riffles sont arrangés de façon à ce que le déplacement de quelques pièces rende possible l'enlèvement de tout ou partie du garnissage. L'or qui se dépose est retenu par le mercure que l'on distribue sur la table.

La photogravure ci-contre (Pl. XIII, fig. 40), se rapportant à l'une des grandes mines de la Californie, reproduit un cours de sluices avec son *under-current* et donne une idée du mode pratique de construction de ces dispositifs.

**Drop-box.** — La décharge du sluice et de l'*under-current* est ordinairement effectuée dans une boîte située à un niveau inférieur (*Drop-box*), et cette chute est éminemment favorable à la désagrégation des matières; le réservoir de décharge doit être construit en bois très solide, de manière à résister aux chocs et aux rudes frottements qu'elle doit supporter. Le fond de cette boîte est couvert par un pavage en pierres dures et se trouve à 1<sup>m</sup>,25 ou 1<sup>m</sup>,50 en contre-bas du sluice supérieur; ce fond est situé un peu au-dessous du niveau du sluice de reprise, de façon à former un réceptacle pour les matières lourdes. La profondeur du réservoir est souvent réglée par la longueur de l'*under-current* qui se décharge, en général, directement sur un de ses côtés, mais elle dépend quelquefois aussi de la configuration du terrain. L'*under-current* se décharge dans le *drop-box* au moyen d'un sluice intermédiaire. Lorsqu'on peut obtenir une chute de 12 à 15 mètres, le réservoir est placé directement sous le sluice principal et la continuation du courant s'obtient par un sluice placé, soit à angle droit de la direction primitive, soit sur la même ligne, suivant la forme du terrain.

**Grizzly.** — Lorsque le terrain présente une brusque déclivité, on en profite toujours pour établir un *grizzly*, dispositif représenté Pl. XI, fig. 28, et servant à débarrasser le courant des grosses pierres ou galets, qui exigent sans profit une grande quantité d'eau pour leur entraînement et qui ont en outre l'inconvénient d'augmenter l'usure des sluices. Le *grizzly* est une grille qui fait suite au sluice et qui se projette au-dessus du *Drop-box* et le dépasse. Cette grille, construite en vieux rails espacés de 0<sup>m</sup>,15, a une pente de 25 à 30°, de façon à ce que les gros galets (*boulders*) glissent sur elle et soient projetés



SLUICE ET UNDER-CURRENT CALIFORNIENS

Pl. XIII.

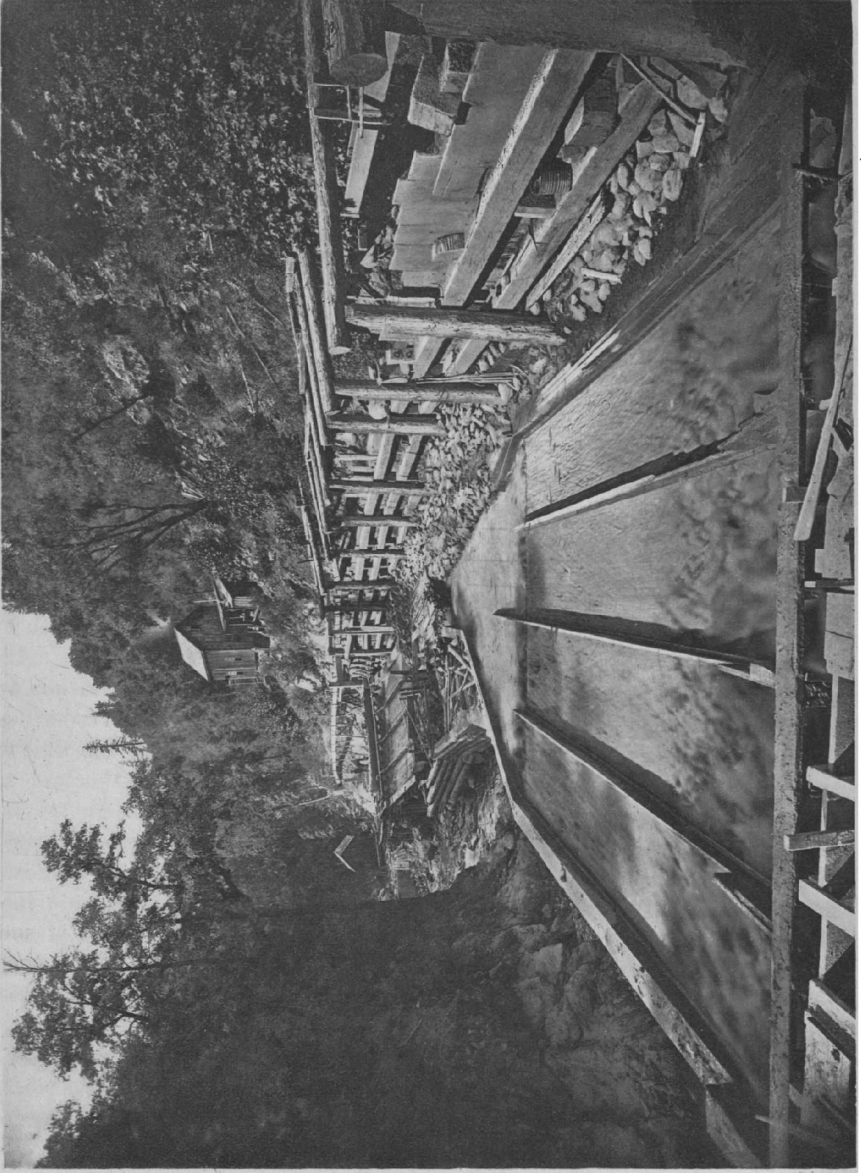


Fig. 40.



au loin; il faut que la configuration du terrain soit telle que l'accumulation de ces galets ne puisse pas le combler trop rapidement. Toute l'eau et les matières de dimensions inférieures à l'écartement des barreaux tombent dans le *drop-box*.

Les *under-currents*, les *drops* et les *grizzlies* doivent être répétés aussi souvent que le permettent les circonstances locales. On pourrait citer des exemples de mines, où le développement des sluices atteint jusqu'à 15 kilomètres avec une vingtaine d'*under-currents*.

**Sluices de décharge** (*Tail-sluices*). — Les *grizzlies* ne rejettent qu'une très faible proportion des matériaux qui passent à travers les sluices et il faut, en définitive, loger l'énorme masse de matières détritiques qui sont le produit du lavage. Dans ce but, on établit un cours de sluices de décharge pour amener les tailings jusqu'à un large cours d'eau capable de les entraîner, ou jusqu'à des ravines assez profondes pour les contenir. Les sluices de décharge doivent être solidement construits, mais en même temps combinés de façon à pouvoir être facilement changés de place; aussi leur établissement est-il un des problèmes les plus importants, parmi tous ceux que l'on doit résoudre dans les travaux miniers hydrauliques.

#### f. MODE DE TRAVAIL.

**Attaque des bancs de graviers.** — Après avoir fait comprendre de quelle façon est organisé le circuit des eaux dans la méthode hydraulique et avoir décrit les appareils ou dispositifs qui mettent en jeu la force employée, il nous reste à énumérer les moyens d'attaque des bancs de gravier, et les précautions prises pour recueillir le métal précieux.

La destruction des bancs de gravier s'effectue autant que possible avec l'aide de l'eau seule; mais, dans certaines circonstances, cette action ne serait pas suffisante, par exemple, lorsque le gravier est très dur et fortement cimenté, ou, lorsque la hauteur du banc est telle que les ajutages ne pourraient, sans danger, être assez rapprochés pour que le jet atteigne les parties élevées. Dans ce cas, on doit ébranler ou faire tomber, par des coups de mine, les bancs avant de procéder à leur lavage.

Deux méthodes sont employées pour les coups de mine, et l'on peut faire usage, soit de puits, soit de galeries. Dans le premier cas, on peut élargir le puits dans le bas en forme de bouteille, ou encore pousser à sa base de petites galeries dans diverses directions. Les effets du coup de mine sont alors restreints à une faible surface. De pareils puits sont quelquefois employés pour détacher la partie supérieure des bancs de gravier lorsque les strates inférieures sont fortement cimentées; on commence alors par travailler les parties supérieures ainsi ébranlées, puis le bas est attaqué par des coups de mines établis dans des galeries s'enfonçant dans les bancs cimentés. On donne généralement aux puits un diamètre de 1<sup>m</sup>,20 à 1<sup>m</sup>,50 et on les bourre, après introduction de la poudre, avec les matériaux de leur creusement.

Quand on fait usage de galeries à travers bancs, on proportionne le nombre de ces galeries à l'extension du terrain que l'on veut ébranler. La galerie principale doit avoir les dimensions *minima* compatibles avec la facilité du travail; on lui donne pour longueur, la hauteur du banc à ébranler, et l'on y pratique une ou plusieurs galeries transversales, suivant l'importance du coup de mine à donner. Une galerie transversale ayant une longueur deux fois moindre est toujours placée à la fin de la galerie principale. Lorsqu'il existe deux galeries transversales, l'une d'elles est placée dans le milieu, et sa longueur n'est que le tiers de celle de la galerie principale. Pour un banc de 25 à 40 mètres de hauteur, on emploie, pour le coup de mine disposé ainsi qu'il vient d'être dit, une charge de 600 caissons de poudre de 25 livres chaque, soit un total d'environ 7.200 kilogrammes de poudre, dont les deux tiers sont placés dans la galerie transversale du fond, et le dernier tiers dans la galerie transversale intermédiaire.

La quantité de poudre employée varie, d'ailleurs, suivant la nature du gravier, entre  $\frac{1}{2}$  et  $\frac{2}{5}$  de caisson de 25 livres, soit entre 6 et 8 kilogrammes, par chaque masse de 40 mètres cubes de terrain à ébranler. On évalue la masse totale de ce dernier en multipliant la hauteur du banc par la longueur de la galerie principale et par celle de la galerie transversale.

Ordinairement, la poudre est versée, au sortir des caissons, dans de longues boîtes munies de fusées et placées à des intervalles correspondant à environ 50 caissons, afin d'assurer sa combustion complète et simultanée. On doit, d'ailleurs, en cas d'humidité dans les puits, prendre toutes les précautions usuelles pour mettre les boîtes et les fusées à l'abri de l'eau. Des fils conducteurs sont mis en relation avec les fusées et avec une batterie électrique, et l'on bouche solidement, par un fort boisage, la galerie principale au niveau de la première galerie transversale; enfin, on la remplit, à partir de ce boisage jusqu'à son orifice, par du sable bouché.

On a expérimenté un grand nombre d'explosifs pour ces coups de mine et l'on a été conduit à conserver, dans le plus grand nombre des cas, l'usage de la poudre ordinaire. La dynamite est, au contraire, très employée pour briser les gros blocs (*boulders*) qui se rencontrent dans les graviers, et les réduire en fragments capables de passer à travers les *sluices*.

#### **Conduite des opérations de lavage et d'amalgamation. —**

L'opération du lavage proprement dit est conduite de la façon suivante : on commence par enlever, sur quelques pieds de hauteur, le boisage du puits qui met en relation le point d'attaque avec le tunnel d'évacuation. L'on provoque ensuite, par le jet des lances, la destruction du terrain autour de ce puits, en créant un entonnoir dont les déblais, entraînés par l'eau, servent à remplir les espaces compris entre les riffles du *sluice*. Cet entonnoir doit être formé aussi vite que possible, pour permettre l'installation des ajutages et l'attaque proprement dite du banc. Il va en s'élargissant et en s'approfondissant, à mesure de l'avancement du travail, jusqu'à ce qu'il ait atteint le *bed-rock* dans lequel le puits est conservé intact.

L'attaque de la masse alluvionnelle se fait d'ordinaire au moyen de deux



EXPLOITATION HYDRAULIQUE DE NORTH BLOOMFIELD, CALIFORNIE

PL. XIV.

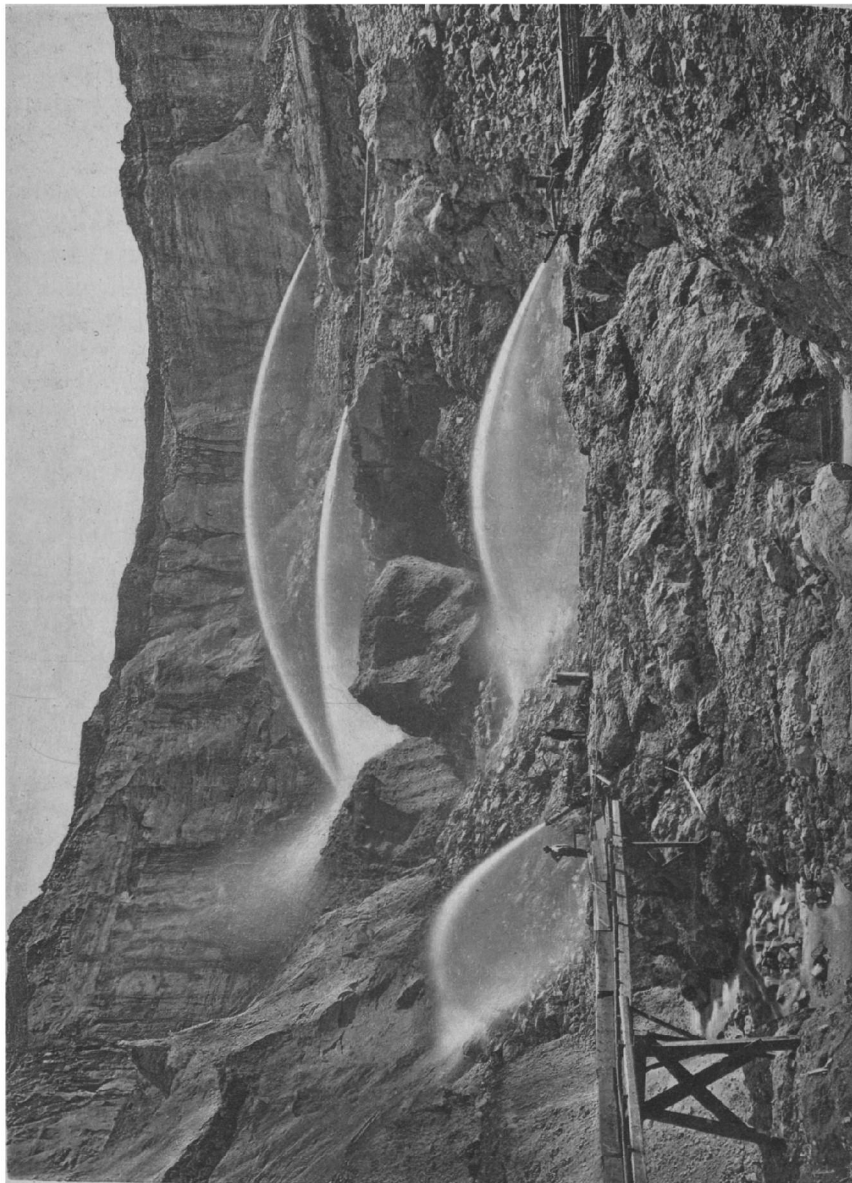




Fig 42.



Fig 43.



ajutages qui battent le pied du banc. Quelquefois un troisième ajutage est employé pour entraîner les débris amoncelés par les deux autres; enfin, dans quelques mines très étendues, ainsi que le montre la photogravure ci-contre (Pl. XIV, fig. 41), se rapportant au *North-Bloomfield, Californie*, un plus grand nombre de jets concourent au travail de démolition.

Au commencement, l'eau rejaillit dans toutes les directions, mais bientôt elle s'enfonce dans la masse et produit graduellement dans le banc une excavation dont la grandeur est réglée par l'expérience du mineur, en même temps qu'elle se transforme en un torrent boueux entraînant pierres, sable et argile. Lorsqu'une excavation d'une certaine importance est produite, on en commence une seconde, puis une troisième et ainsi de suite; on détruit ultérieurement les parties restées intactes entre les excavations, ce qui détermine la chute de la partie supérieure du banc, entraînée à son tour par des jets que l'on dirige sur les éboulements ainsi formés. L'entonnoir primitif s'élargit de plus en plus et les graviers inattaqués finissent par former, au dessus du *bed-rock* mis à nu, de hautes falaises qui reculent à mesure que le travail s'avance. Le torrent boueux circule alors sur le *bed-rock*, dans le thalweg mis à nu de l'ancien chenal, jusqu'à l'orifice du puits de communication. Les photogravures ci-contre (Pl. XV, fig. 42 et 43), se rapportant à une exploitation hydraulique de la Californie, peuvent donner une idée des résultats de ce gigantesque travail.

Une précaution importante à prendre dans le lavage des bancs est celle d'éviter les surplombs qui pourraient mettre en danger la vie des ouvriers en occasionnant des éboulements imprévus et soudains.

Lorsque les bancs de graviers sont très élevés, on les travaille en terrasses de 40 à 50 mètres chacune; on peut citer des exemples de hauteurs de 65 mètres lavées en une fois, mais ce travail est périlleux.

L'enlèvement des blocs d'une grosseur exceptionnelle se fait au moyen de grues de grandes dimensions; lorsqu'on ne juge pas à propos de les faire sauter par la dynamite, on excave quelquefois ces blocs et on les laisse rouler, mais l'indécision qui règne sur la direction qu'ils vont prendre pendant le trajet parfois très long qu'ils peuvent avoir à parcourir, rend cette opération fort dangereuse.

Avant de mettre les cours de *sluices* en opération, on dirige dans leur intérieur, ainsi que nous l'avons dit, un courant de graviers légers pendant un jour ou deux, pour remplir d'abord les interstices. On déverse ensuite dans le *sluice* une quantité de mercure proportionnelle à la longueur de la conduite: pour 1500 mètres de *sluices*, par exemple, on emploie, en général, 2 à 300 kilos de mercure, et l'on a soin de mettre la plus forte quantité vers la tête, car le courant l'entraîne peu à peu et le répartit dans la longueur du *sluice*. On répand le mercure en gouttelettes, au moyen d'une sorte d'arrosoir en fer, tant dans les *sluices* que dans les *under-currents*. On continue à ajouter du mercure par petites portions, pendant toute la durée du travail, et cela une ou deux fois par jour, mais en diminuant la quantité vers la fin de la campagne. On a soin d'ailleurs de bien examiner les riffles pour s'assurer que le mercure n'est jamais insuffisant, car, en thèse générale, il faut beaucoup de mercure pour

bien retenir l'or. Avec la longueur citée de 1500 mètres de *shuices*, un approvisionnement de 3.500 kilogrammes de mercure est suffisant pour une campagne de six mois.

Le nettoyage général des *shuices* n'est entrepris qu'une ou deux fois par an, lorsque l'on suspend toutes les opérations. On procède alors au déplacement complet du pavage. Toutefois, des nettoyages partiels s'effectuent d'ordinaire toutes les quinzaines, spécialement sur la première partie du cours des *shuices*.

Lorsque l'on doit faire un nettoyage partiel, on commence par faire descendre, au moyen d'un assez fort courant d'eau pure, les pierres et les galets, puis on laisse couler un faible courant d'eau ; on enlève alors successivement les blocs de bois, en commençant par le haut ; on lave ces blocs avec soin et on les dépose auprès des *shuices*. Enfin l'on établit, de distance en distance, un barrage dans le *shuice* lui-même, avec des planches bien jointes, et l'on accumule contre ce barrage l'amalgame mélangé de sable, entraîné par l'excès de mercure que l'on a eu soin d'ajouter. Les parois sont balayées et grattées, et le mélange de sable et d'amalgame est enlevé à la pelle et placé dans des baquets. Un lavage au *pan* achève de débarrasser l'amalgame du sable mélangé.

**Traitement de l'amalgame.** — L'amalgame recueilli contient, indépendamment de l'argent, toujours allié avec l'or natif, une certaine quantité de bas métaux, et spécialement, en Californie, une notable proportion de plomb<sup>1</sup>. Pour purifier l'amalgame, on le triture d'abord dans un bain de mercure ; les amalgames des bas métaux surnagent et sont enlevés, puis traités à part, par de l'acide nitrique qui dissout les bas métaux et laisse un peu d'amalgame d'or. Le mercure lui-même est filtré dans une manche en toile à voile et le résidu, fortement pressé, est traité à une douce chaleur par de l'acide sulfurique étendu ( $\frac{1}{3}$  d'acide et  $\frac{2}{3}$  d'eau) qui le débarrasse des bas métaux encore retenus. On lave enfin l'amalgame à l'eau pure et on le distille dans des *retortes* ou *cornues en fonte, à couvercle mobile muni d'un tube en fer entouré d'un manchon réfrigérant à courant d'eau.*

L'intérieur de la *retorte* doit être badigeonné avec de l'argile délayée, pour empêcher l'adhérence du *tourteau* d'or. Les *retortes* sont chauffées dans un fourneau où l'on emploie, d'ordinaire, comme combustible les vieux blocs de pavage ; les cendres de ces blocs doivent être lavées afin de recueillir l'or dont ils ont pu s'imprégner. Les *tourteaux* sont fondus au creuset de plombagine dans un fourneau rectangulaire à tirage ordinaire, chauffé au coke ou au charbon de bois. Après fusion, l'or est coulé en lingots ; sur chacun de ceux-ci on frappe le chiffre de son poids et le nom de la mine d'où il provient.

Le titre des lingots obtenus dans les mines hydrauliques est souvent fort élevé et atteint, près de Smartville, en Californie, le chiffre de 960. Les lingots

1. La présence du plomb a donné naissance à de nombreuses hypothèses : aucun des minerais de plomb n'étant amalgamable, on a émis l'opinion que le plomb passant dans l'amalgame avait dû exister à l'état métallique et provenait du plomb de chasse employé pour la destruction antérieure du gibier, autrefois si abondant dans ces parages.



sont vendus à San-Francisco, où il existe une usine d'affinage dont nous décrirons ultérieurement les procédés.

*g.* CONDITIONS ÉCONOMIQUES DU TRAITEMENT HYDRAULIQUE.

Il est bien difficile de poser des règles générales pour apprécier le coût d'un traitement par la méthode hydraulique, tant sont diverses les conditions dans lesquelles se présentent les mines de ce genre. La nature du gravier, les conditions topographiques de son gisement, le prix de revient de l'eau sont des éléments tellement variables que nous devons nous borner à quelques données générales et à quelques exemples caractéristiques.

**Quantité d'eau employée.** — Comme exemple de la quantité d'eau employée, nous citerons la mine n° 8 de la compagnie *North Bloomfield*, dans laquelle on a lavé, du 1<sup>er</sup> janvier 1875 au 3 octobre 1877, environ 7 millions de mètres cubes de gravier, avec une dépense d'un peu moins de 150 millions de mètres cubes d'eau; il en résulte que, dans cette localité, le rapport des volumes est de 20 d'eau pour 1 de gravier.

A la compagnie *Blue Tent*, où des relevés très soigneux ont été exécutés dans les dernières années, on a reconnu que, suivant la nature de l'alluvion, on entraînait, pendant un lavage de 24 heures, 2 à 10 mètres cubes de gravier par *pouce de mineur*. Cette mesure étant considérée, dans ce district, comme l'équivalent de 75 mètres cubes d'eau environ par 24 heures, cela revient à dire qu'il faut un volume d'eau dont la proportion varie de 7 fois et demie à 37 fois et demie celle du volume du gravier, pour désagréger et entraîner ce dernier dans les sluices.

Les chiffres que nous venons de citer sont des limites extrêmes, et l'on considère, en général, que les graviers lavés avec succès exigent une proportion d'eau s'élevant, en moyenne, à 12 fois leur volume.

**Prix de revient.** — Nous donnons, d'après Th. Egleston, dans le tableau suivant, le prix de revient d'une *once Troy* (31<sup>gr</sup>) de métal précieux dans deux cas différents : celui de la mine *Lagrange*, se rapportant à une faible hauteur de gravier aurifère, et celui de *North Bloomfield*, où les bancs atteignent 80 mètres de hauteur.

	Lagrange.	North Bloomfield.
Eau . . . . .	\$ 1,45	\$ 2,09
Main-d'œuvre . . . . .	6,85	3,95
Matériaux . . . . .	1,81	0,88
Explosifs . . . . .	»	0,98
Blocs et planches . . . . .	»	0,50
Frais généraux . . . . .	0,94	0,70
Dépenses accidentelles . . . . .	0,26	
Taxes . . . . .	0,09	
	<hr/>	<hr/>
	\$ 11,58	\$ 9,08

Si l'on réduit ces résultats en mesures métriques, on trouve que le *prix de revient du kilogramme d'or* dans le premier exemple est 1.902 francs, et dans le second de 1.518 francs seulement, en prenant 5<sup>fr</sup>,20 pour la valeur du dollar.

D'après le même auteur, nous donnons ci-après le *prix de revient par mètre cube de gravier traité*, avec la teneur correspondante, dans quelques autres mines de la Californie.

DÉSIGNATION DES MINES	TENEUR par MÈTRE CUBE	PRIX DE REVIENT par MÈTRE CUBE
	fr.	fr.
Roach Hill . . . . .	3	0,30
Richardson . . . . .	0,75	0,45
Iowa Hill . . . . .	3,55	0,425
Independence . . . . .	1,25	0,40
Wisconsin . . . . .	0,625	0,40

Comme exemple de mines moins développées, nous citerons, d'après G. Lock, une localité d'Australie dans laquelle 3 ouvriers lavent 120 mètres cubes par jour, avec une dépense d'eau de 1.500 mètres cubes environ, cette eau étant projetée sur un banc de 10 mètres de hauteur. La dépense journalière correspondante s'élève à 50 francs, se décomposant comme suit :

3 hommes à 10 francs . . . . .	fr. 30 »
1500 mètres d'eau à 0 <sup>fr</sup> ,83 les 100 mètres cubes . . . . .	12,50
Entretien . . . . .	7,50
Total . . . . .	fr. 50 »

Une teneur de 0<sup>fr</sup>,42 par mètre cube, ou de 0<sup>fr</sup>,15 d'or, environ par mètre cube, suffit donc, dans cette localité, pour couvrir les dépenses.

**Pertes en or.** — Les pertes en or dans la méthode hydraulique sont dues à plusieurs causes: la plus importante tient à l'état physique de l'or dans les graviers. En effet, l'or ne s'y rencontre pas seulement en grains d'une grosseur appréciable, mais il y existe aussi en particules extrêmement fines, et cet or flottant (*floating gold*) n'est pas plus retenu par la méthode hydraulique qu'il ne l'est, du reste, par n'importe quelle autre méthode. L'or existe aussi quelquefois à l'état *rouillé* (*rusty gold*), recouvert par une pellicule d'une substance encore mal définie qui empêche le contact avec le mercure et par suite l'amalgamation. Indépendamment de ces causes de perte, dues à la nature même de l'or, on comprend que la division des matières n'étant qu'approximative, les parties cimentées, ou les galets de quartz aurifères, puissent emporter avec eux une notable proportion du métal précieux.

Dans quelques placers, ces *ciments* et galets rejetés par les *grizzlies* sont quelquefois broyés avec profit, malgré la dépense relativement considérable qu'exige

cette opération; ce fait suffit pour donner la mesure des pertes ordinairement subies par l'abandon des galets.

Malgré des prix de revient aussi peu élevés que ceux qui ressortent des chiffres cités précédemment, on ne peut pas dire que l'on ait atteint la limite possible des progrès dans l'extraction du métal précieux par la méthode hydraulique. Il est même généralement admis aujourd'hui que l'on recueille, par cette méthode, 33 pour 100 seulement de l'or total contenu dans un terrain. Aussi, en se plaçant au seul point de vue du traitement, serait-on effrayé si l'on voulait dresser la statistique des pertes effectives causées par l'entraînement annuel des masses énormes de *tailings*, puisque ces *tailings* contiennent, en réalité, une richesse deux fois supérieure à celle qui est recueillie sous forme de lingots. Mais le mineur américain, avec l'esprit pratique de sa race, répond que, même en ne retirant que le tiers de la richesse des graviers, il fait de beaux bénéfices, tandis que s'il essayait de compliquer ses méthodes pour retirer une portion des deux autres tiers, il ferait de moindres profits dans le même temps; aussi considère-t-il comme un axiome qu'il vaut mieux traiter de grandes masses avec une perte sérieuse en or, que d'en traiter de petites avec une légère perte du métal précieux. Cela revient à dire que, dans ce pays si largement doté de richesses encore vierges, le mineur préfère, puisque cela lui est possible encore, porter successivement son activité sur chacune d'elles, quitte à abandonner philosophiquement aux mineurs de l'avenir le soin d'exploiter les richesses qu'il dédaigne, et cela dans l'espoir que la nature se chargera de concentrer les *tailings* ou que l'on inventera de nouveaux procédés pour les utiliser.

#### h. ÉLÉVATEURS HYDRAULIQUES.

L'emploi de l'eau sous pression, dont nous venons de décrire les particularités dans le travail des alluvions par la méthode hydraulique, a suggéré un mode particulier de relèvement des déblais des exploitations aurifères; dans ce procédé, on utilise la pression d'une masse d'eau auxiliaire pour entraîner dans un conduit fermé et élever à une certaine hauteur le torrent boueux, sableux et chargé d'éléments de grosseurs variées qui est produit par la désagrégation des bancs de graviers à l'aide des jets lancés par *les géants*.

Ce moyen nouveau employé pour se débarrasser des résidus encombrants des exploitations hydrauliques a déjà trouvé son application en Californie et dans divers autres États de l'Amérique du Nord, où il a permis la reprise de certains travaux arrêtés par les lois nouvelles régissant la *question des débris* aux États-Unis; grâce à lui, on peut éviter en outre, dans certains cas, les longs et coûteux travaux de premier établissement détaillés dans la description de la méthode hydraulique. A ce double titre il mériterait déjà une description sommaire, si la nouveauté du principe sur lequel reposent les appareils n'était, d'ailleurs, par elle-même fort intéressante.

**Principe et mode de construction des appareils élévatoires hydrauliques** (*Water-lifters, hydraulic elevators*). — Le principe sur lequel

repose la construction des appareils, connus aux États-Unis sous le nom de *water-lifters* et de *hydraulic elevators*, est analogue à celui de l'*injecteur Giffard* : seulement, au lieu d'un jet de vapeur lancé par un ajutage dans un tuyau, et entraînant un courant d'eau ascensionnel suivant des lois assez mal expliquées, c'est un jet d'eau qui agit dans les *water-lifters* comme dans les *elevators* et qui entraîne, dans le premier cas, un simple courant d'eau, et, dans le second, un mélange de boue, de sable et de graviers à gros éléments. Le *water-lifter* remplit donc simplement l'office de pompe, l'*elevator* supplée à l'impuissance des appareils hydrauliques, jusqu'ici connus, à élever une masse aussi hétérogène que celle dont il s'agit.

La simplicité des organes et la facilité d'installation des *water-lifters* se déduisent de la simple inspection de la figure ci-après.

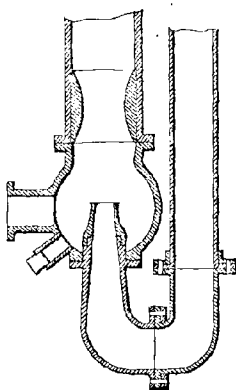


Fig. 44.

Nous ne nous arrêterons pas à la comparaison des effets utiles des pompes ordinaires et des injecteurs hydrauliques. Lorsqu'on peut se procurer économiquement de l'eau en abondance sous une forte pression, condition *sine qua non* du travail des graviers aurifères par la méthode hydraulique, peu importe, en effet, que la force qu'on fait développer à un appareil soit plus ou moins bien utilisée ; aussi l'on comprend qu'un engin non sujet à des arrêts ou à des réparations, d'une installation facile et que l'on trouve à se procurer dans les grands ateliers de construction, jouisse, aux États-Unis, d'une certaine faveur comme pompe d'épuisement.

L'*élévateur hydraulique* est aussi d'une grande simplicité. La coupe ci-contre montre les différentes pièces dont il se compose (Pl. XVI, fig. 45).

Le n° 1 est la bride qui relie l'appareil injecteur au tuyau d'amenée de l'eau ; le n° 2 est un coude reliant ce tuyau au joint articulé (*ball-joint*), 4 et 5, avec ses deux brides, 3 et 6. Les n°s 7 et 8 forment l'ajutage injecteur proprement dit qui projette le courant d'eau dans le tube élévateur.

Ce tube se compose d'une première section, 9, en fonte appelée *ground section*, reposant sur le sol de l'excavation dans laquelle se rendent l'eau et les

débris qu'il s'agit d'élever. La section, 10, qui lui succède est également en fonte et a la forme d'un tronc de cône ouvert à ses deux extrémités. L'extrémité supérieure est reliée par des brides à une partie étranglée (*throat section*), 11, qui elle-même est suivie de la section, 12, en allant en s'élargissant pour acquérir, à son extrémité supérieure, le même diamètre que le tuyau élévatoire proprement dit (*upraise-pipe*), construit en tôle et rattaché par les cornières, 13, à la section précédente en fonte.

Les *elevators* construits par la maison Joshua Hendy de San-Francisco, d'après le type figuré, sont de trois numéros, et les dimensions respectives de leurs différentes sections sont réglées d'après le diamètre intérieur du tuyau élévatoire (*upraise-pipe*), qui est de 12 pouces (0<sup>m</sup>,30) pour le n° 1, de 14 pouces (0<sup>m</sup>,55) pour le n° 2 et de 16 pouces (0<sup>m</sup>,40) pour le n° 3.

**Établissement et mode d'emploi des élévateurs.** — Deux cas peuvent se présenter pour l'établissement d'un élévateur : celui d'un terrain vierge ou celui d'un terrain dans lequel a déjà fonctionné la méthode hydraulique.

Dans le premier cas, on doit d'abord creuser une excavation depuis la surface du gravier jusqu'au *bed-rock*, en choisissant ce point initial aussi près que possible de la partie la plus basse de la couche de gravier que l'on veut travailler. Le choix de la base d'opération est, en outre, déterminé par la configuration du terrain environnant, en tenant compte des considérations suivantes :

1° On doit pouvoir conduire l'eau et les matières, à partir du tuyau élévatoire, par des sluices de décharge, jusqu'à un point où l'écoulement de l'eau se fasse naturellement et où les débris aient un espace suffisant pour se loger (*dump*) pendant toute la durée de l'exploitation.

2° On doit considérer que la hauteur à laquelle on peut élever l'eau et les débris est *fonction* de la pression de l'eau lancée par l'injecteur, et que cette hauteur n'est approximativement que le dixième de la hauteur de chute dont on dispose. Cette hauteur est donc pratiquement assez limitée et varie, en général, de 20 à 60 pieds (6 mètres à 18 mètres), quoique l'on ait des exemples d'élévateurs fonctionnant avec un relèvement des matières à 90 pieds (27 mèt.).

Dans le second cas, c'est-à-dire lorsque l'élévateur est appelé à fonctionner dans une excavation résultant d'anciens travaux hydrauliques, il doit remonter l'eau et les déblais par-dessus les accumulations de débris anciens et loger ces nouveaux déblais dans d'anciennes excavations; le travail préparatoire est alors supprimé, puisque le sol est naturellement déjà creusé jusqu'au *bed-rock* par l'action des lavages antérieurs.

Dans les deux cas que nous venons de citer, le travail d'installation proprement dit consiste à loger d'abord, dans le *bed-rock*, la partie inférieure de l'élévateur, ainsi que le montre la coupe précédente (Pl. XVI, fig. 45). L'excavation à creuser dans le *bed-rock* doit avoir environ 2 mètres de profondeur et ses autres dimensions, variables avec le numéro de l'élévateur employé, doivent être, au minimum, de 4 mètres de longueur et de 2 mètres de largeur.

Si la roche est très solide, on peut éviter un garnissage; dans le cas contraire, on doit établir un revêtement de forts madriers, formé de cadres superposés reposant sur un fort plancher consolidé par des pièces en croix.

Si la roche est aquifère, on doit ménager, à côté de la chambre de l'élevateur, un second puisard dans lequel on installe un *water-lifter* de dimensions suffisantes pour épuiser complètement le terrain et permettre non seulement la pose de l'élevateur, mais encore la visite de ses parties inférieures, en cas d'obstruction et d'arrêt et, au besoin, les réparations à effectuer. Toutes les sections de l'élevateur étant successivement boulonnées entre elles et la pente requise ayant été établie à l'aide du joint mobile, le tuyau élévatoire est mis en place et soutenu par des charpentes inclinées avec jambes de force solidement calées.

On n'a plus alors qu'à mettre l'appareil en connexion avec les sluices de décharge au-dessus desquels débouche la partie supérieure du tuyau élévatoire et, enfin, à conduire l'eau et les débris de l'exploitation jusqu'à la boîte inférieure ou à l'excavation de l'élevateur. Nous examinerons successivement les dimensions usuelles des diverses parties de ce circuit.

*Tuyaux d'amenée.* — La ligne principale de tuyaux partant du réservoir, ou des *ditches* qui lui font suite, fournit l'eau destinée aux abatages ou *géants* de l'exploitation et l'eau nécessaire au fonctionnement de l'élevateur et du *water-lifter*, si ce dernier appareil est nécessaire.

La longueur et le diamètre de la conduite sont naturellement variables et dépendent de l'éloignement du point de départ, du volume et de la pression dont on dispose. Cette conduite est toujours en tôle et elle doit être construite par sections de force graduée suivant la pression, cette dernière allant en croissant à partir du point de départ.

Sur la conduite principale sont établis les branchements amenant l'eau sur les travaux et dans l'élevateur, avec tous les accessoires qu'ils comportent, tels que : distributeur, coudes, fourches, soupapes à air, valves, etc. Les dimensions respectives de ces branchements sont réglées par le rapport qui existe entre le volume d'eau nécessaire à l'abatage et à l'entraînement des graviers et le volume exigé par l'élevateur. On comprend que ce rapport est variable suivant la nature du gravier, et suivant la hauteur à laquelle il s'agit d'élever les débris; nous donnerons ultérieurement quelques exemples numériques, mais d'une manière générale on peut dire que, dans la pratique, la proportion d'eau dirigée vers l'élevateur est la moitié ou les deux tiers du volume total, le reste étant délivré aux *géants* pour le travail d'abatage et d'entraînement.

*Sluices de décharge.* — Les sluices de décharge, dans lesquels se fait aussi la récolte de l'or, sont construits suivant les mêmes principes et de la même façon que ceux que nous avons décrits dans l'exposé de la méthode hydraulique. La désagrégation énergique que subissent les matières dans l'élevateur, aussi bien par la force du jet qui les entraîne que par leur friction sur les parois métalliques, a pour effet de permettre de donner à ces sluices une longueur bien moindre que celle qui est requise dans la méthode hydraulique simple.

Les autres dimensions sont réglées par la capacité de l'élevateur lui-même ; on donne généralement au sluice une largeur de 20 à 24 pouces (0<sup>m</sup>,50 à 0<sup>m</sup>,60) pour l'élevateur n° 1, de 24 à 36 pouces (0<sup>m</sup>,60 à 0<sup>m</sup>,90) pour le n° 2 et de 36 à 60 pouces (0<sup>m</sup>,90 à 1<sup>m</sup>,50) pour le n° 3.

La première boîte des sluices de décharge est garnie d'un revêtement en tôle de fer ou d'acier de 3 à 5 centimètres d'épaisseur, pour la garantir du choc des matières déchargées ; la ligne des sluices a une pente commandée par le profil du terrain environnant, depuis le point de départ jusqu'au *dump*. Lorsque cela est possible, on observe les pentes suivantes dans l'établissement des boîtes :

Pour la première boîte ou 12 pieds	2	pouces de pente
-- deuxième — —	3	— —
— troisième — —	4	— —
— quatrième — —	5	— —
— cinquième — —	6	— —

Cette dernière pente, correspondant à environ 0<sup>m</sup>,042 par mètre, est conservée uniformément pour le reste de la ligne des sluices.

*Sluices d'amenée.* — L'élevateur étant fixe au point le plus bas du terrain à exploiter, on doit, à mesure de l'avancement du travail d'abatage, prolonger en montant les canaux qui amènent jusqu'à son orifice les matières abattues par les *géants* et entraînées par l'eau. Ces canaux sont quelquefois simplement creusés dans le *bed-rock*, mais le plus souvent ils sont formés par des sluices en bois (*ground-sluices*) reposant sur le fond de ces excavations.

On leur donne, en général, de 36 à 60 pouces de largeur intérieure (0<sup>m</sup>,90 à 1<sup>m</sup>,50) avec une pente de 5 à 7 pouces par boîte de 12 pieds ; on les mène directement de la chambre de l'élevateur au front d'abatage, en les subdivisant en autant de branchements que l'exige le nombre d'ajutages mis en travail.

Il faut avoir soin, en outre, d'établir des *grizzlies* sur leur parcours, pour se débarrasser des *boulders* qui, par leur volume, pourraient nuire au fonctionnement de l'élevateur.

**Données numériques relatives aux élevateurs.** — Nous citons, pour fixer les idées, quelques exemples relatifs au mode de travail des élevateurs hydrauliques. Ce système, établi dans le comté de *Siskiyou*, Californie, par la Compagnie *Yreka creek gold mining Co.*, a fonctionné pendant trois ans dans les conditions suivantes.

On employait un élevateur n° 2 avec tuyau élévatoire de 16 pouces (0<sup>m</sup>,40), un *water-lifter* n° 2, et deux *géants*, l'un n° 2 et l'autre n° 3, c'est-à-dire ayant respectivement des orifices d'ajutage de 5 pouces (0<sup>m</sup>,125) et de 6 pouces (0<sup>m</sup>,15). Ces appareils étaient mis en œuvre sous une pression verticale de 266 pieds (80<sup>m</sup>) avec un volume d'eau variant, suivant les saisons, de 450 à 900 *pouces de mineur*.

La longueur du tuyau principal, entre le réservoir et le distributeur, comportait : 500 pieds (150<sup>m</sup>) de 23 pouces de diamètre (0<sup>m</sup>,55) en tôle n° 16 ayant une épaisseur de 0<sup>m</sup>,06 ou 1 millimètre et demi environ ; 800 pieds (240<sup>m</sup>) de

même diamètre, en tôle n° 14 ou de 2 millimètres, et 500 pieds (150<sup>m</sup>) de même diamètre, en tôle n° 12 ou de 2 millimètres trois quarts.

La conduite de distribution comprenait : depuis le distributeur jusqu'à l'élevateur, 500 pieds (150<sup>m</sup>) de tuyaux de 15 pouces (0<sup>m</sup>,375) de diamètre en tôle n° 10 ou de 2 millimètres d'épaisseur, et jusqu'au *water-lifter* 500 pieds (150<sup>m</sup>) de tuyaux de 11 pouces (0<sup>m</sup>,275) de diamètre en tôle, du même numéro ; enfin, depuis la distribution jusqu'aux *géants*, la conduite avait atteint, à la fin du travail, une longueur de 1.000 pieds (300<sup>m</sup>) et les tuyaux employés étaient de 11 pouces (0<sup>m</sup>,275) de diamètre, en tôle de 2 millimètres.

Les *sluices* du *bed-rock* avaient 5 pieds de largeur et une pente de 4 pouces par 12 pieds. La terre, le gravier et l'eau qui les entraînait étaient remontés par l'élevateur à une hauteur de 39 pieds (11<sup>m</sup>,70).

Le *tuyau élévatoire* de 0<sup>m</sup>,40 de diamètre avait une inclinaison de 42°.

Les *sluices de décharge* avaient 4 pieds (1<sup>m</sup>,20) de largeur et de 3 pieds (0<sup>m</sup>,90) de profondeur ; leur pente, très faible, était de 1 pouce 1/2 pour la première boîte, de 2 pouces pour la seconde, de 3 pouces pour la troisième, et de 4 pouces pour le reste de la ligne.

Dans la saison la plus favorable, la répartition de l'eau entre l'élevateur et les *géants* se faisait comme suit :

Pour l'élevateur. . . . .	600 pouces de mineur
Pour les deux <i>géants</i> . . . . .	500 pouces de mineur

Un second exemple choisi dans des conditions assez différentes, montre qu'on peut atteindre, par l'emploi de l'élevateur, de plus grandes hauteurs d'élévation du torrent boueux et sableux. La Compagnie *North-Bloomfield*, déjà souvent citée, a établi en effet, en 1887, dans ses chantiers, un appareil de ce genre dans les conditions suivantes :

La pression de l'eau était de 530 pieds (159<sup>m</sup>) ; un volume de 800 pouces de mineur était déchargé par les *géants* employés, ayant un ajutage de 5 pouces (0<sup>m</sup>,125) d'orifice, et un volume de 1.500 pouces de mineur était déchargé par l'ajutage de l'élevateur qui avait un orifice de 6 pouces (0<sup>m</sup>,15 de diamètre).

Dans ces conditions, l'eau et les débris étaient facilement élevés à une hauteur de 87 pieds (26<sup>m</sup>).

Les chiffres que nous venons de citer suffisent pour montrer dans quelles circonstances les élévateurs hydrauliques peuvent rendre de réels services pour l'exploitation des graviers aurifères.



§ 5. — ALLUVIONS RECOUVERTES  
(DRIFT CLAIMS. — GRAVEL MINES)

---

A. INTRODUCTION HISTORIQUE ET PRINCIPE DE LA MÉTHODE

L'application des méthodes que nous avons exposées jusqu'ici pour l'exploitation des alluvions devient irréalisable lorsqu'elle se heurte à l'un des quatre obstacles suivants :

- 1° La trop grande hauteur de l'alluvion stérile surmontant la couche reconnue exploitable;
- 2° La présence d'une *coulée lavique* recouvrant l'alluvion ancienne;
- 3° La rareté de l'eau;
- 4° L'impossibilité matérielle d'évacuer de grandes quantités de débris, par manque de pente et de place, ou par suite de dispositions légales prohibitives.

Quand l'une ou l'autre de ces difficultés se présente, il faut restreindre les masses sur lesquelles on opère et s'attaquer à la couche productive elle-même par des travaux miniers proprement dits (*Drift-mining*); les gites auxquels on applique ces travaux se nomment *Drift-claims*.

Ce mode de travail s'impose quand il s'agit d'alluvions *pliocènes* recouvertes par des laves.

Nous avons étudié, dans la deuxième partie de cet ouvrage, les conditions géologiques dans lesquelles se présentent ces lits ou ces chenaux de rivières pliocènes dont la Californie et l'Australie nous offrent de si beaux exemples; nous rappellerons seulement ici que les rivières actuelles de la Californie, et notamment celles qui portent les noms de *Feather-River*, *Yuba* et *American-River*, ainsi que leurs affluents, ont graduellement creusé de profondes vallées (*cañons*), en enlevant successivement les tufs volcaniques et les laves qui avaient recouvert les graviers anciens, puis ces graviers eux-mêmes, et en entamant finalement les schistes sur lesquels reposaient ces derniers.

Les produits de ces érosions *post-pliocènes*, transportés par les cours d'eau actuels, ont donné naissance aux alluvions modernes, déposées en lits continus ou en *barres* dans les vallées actuelles, où elles ont été si abondamment travaillées dans la première période des exploitations californiennes.

Elles ont laissé subsister, sur de vastes espaces, les parties profondes des alluvions anciennes qui affleurent quelquefois encore à flanc de coteau. Aussi la découverte de ces affleurements a-t-elle été faite fréquemment en remontant les vallées actuelles aussi longtemps que les graviers de leurs lits étaient riches, le point *terminus* coïncidant avec le débouché d'un chenal ancien.

La distribution de l'or dans la masse de l'alluvion remplissant les anciens chenaux est régie par une loi générale : l'or gros et la principale richesse sont toujours concentrés vers la base du gravier alluvionnel, près de la roche de fond ou *bed-rock*. Aussi, deux partis ont-ils pu être pris pour l'extraction de

l'or : le premier consiste à abattre, par la méthode hydraulique, la totalité de l'alluvion, chaque fois que la masse stérile superposée au gravier aurifère n'est ni trop puissante, ni trop résistante, et que la richesse moyenne des déblais ainsi formés couvre les frais très réduits qu'entraîne ce mode d'exploitation; le second consiste à suivre et à exploiter seulement la partie inférieure des chenaux dont la richesse compense, jusqu'à un certain point, les frais beaucoup plus élevés qui découlent d'une exploitation souterraine.

On comprend, d'ailleurs, que les deux solutions que nous venons d'indiquer aient pu se succéder dans la même région, avant même que les dispositions législatives, dont nous avons parlé, aient rendu le travail hydraulique impossible. Si, d'une part, en effet, les masses exploitables par la méthode hydraulique étaient énormes, de l'autre, le travail journalier ne l'était pas moins; puis, à mesure que l'on s'enfonçait dans la montagne, la matière volcanique superposée aux graviers devenait plus épaisse et le travail souterrain s'imposait.

L'exploitation des chenaux souterrains, qui ne date guère que de 1855, fut entreprise, à l'origine, sans aucune méthode; avant la connaissance, aujourd'hui si avancée, de l'orographie de ces vallées anciennes, elle a été la source de nombreux mécomptes. Des milliers de puits et de tunnels ont été creusés sur de vagues indications, pour aller rechercher les alluvions sous le manteau de lave qui les recouvre. Souvent le puits creusé rencontrait bien le gravier, mais avec une richesse qui n'en permettait pas l'exploitation; souvent aussi les galeries, poussées à flanc de montagne à la recherche des anciens lits, ne rencontraient pas ces derniers, ou s'élevaient trop haut et débouchaient dans le gravier pauvre supérieur.

Malgré ces insuccès, dont le retentissement ne dépassait guère les limites de la région, alors que les riches trouvailles et les profits considérables exceptionnellement réalisés avaient une immense publicité, le développement de ce genre de recherches poursuivit un cours régulier durant la période de 1855 à 1870, période pendant laquelle une grande quantité de chenaux, les plus facilement accessibles et les mieux explorés, furent travaillés à fond et rapidement épuisés.

À l'heure actuelle, la décision des tribunaux sur la question des débris a dirigé de nouveau l'attention sur la méthode du *Drift-mining*. L'importance de cette méthode s'accroît de jour en jour, et elle est vraisemblablement appelée à attirer, plus que toute autre, l'intervention de capitaux considérables. Ceux-ci, en effet, ne sont plus exposés à s'engloutir dans de vaines recherches, puisque la connaissance des terrains, dans lesquels les phénomènes géologiques ont accumulé ces sources de richesse, est plus avancée et que des exploitations régulières, poursuivies sur une grande échelle, ont précisé les régions dans lesquelles les recherches ont de sérieuses chances de succès, ainsi que les conditions dans lesquelles ce genre de travail peut être entrepris avec profit.

Pour la Californie en particulier, les comtés de Sierra, de Nevada, de Placer et de Plumas renferment des chenaux souterrains qui sont aujourd'hui parfaitement définis et reconnus, et cela malgré la coulée lavique qui les a recouverts et qui a nivelé les vallées anciennes avec leurs alluvions aurifères.

Les bords (*rims*) de ces rivières souterraines ont pu être tracés sur des

cartes et la pente moyenne de leur lit a été déterminée ; enfin leur étude a fait ressortir ce fait capital, c'est qu'en dehors des points exceptionnellement riches, — barres ou remous produits dans ces lits anciens par les mêmes causes que celles qui leur donnent naissance dans les lits modernes, — la richesse moyenne est à peu près constante dans le cours d'un chenal. Aussi, lorsque l'exploitation a permis de déterminer cette richesse moyenne pour une partie d'un chenal, peut-on appliquer, au moins à titre provisoire, les mêmes chiffres aux parties encore inexploitées de ce chenal.

C'est ce qui a été vérifié dans les chenaux bien connus du *Blue-Lead* et du *Forest-Hill*.

Une autre analogie entre les anciennes rivières et les rivières modernes consiste dans la similitude des accidents qu'elles présentent. Comme les rivières actuelles, les rivières pliocènes possédaient des affluents, des branchements avec îles donnant des lits doubles ou multiples, des rapides, des chutes, etc., si bien que, pour ne pas s'égarer dans la recherche souterraine du lit que l'on poursuit, on doit constamment entrevoir la possibilité de l'existence de l'un ou l'autre de ces accidents.

Les rivières anciennes de la Californie présentent quelquefois, en outre, un phénomène dû, sans doute, à des remplissages successifs dont il faut savoir tenir compte. C'est ainsi qu'indépendamment de la strate inférieure du gravier exploitable, ou *payant* (pay-gravel) par la méthode d'exploitation souterraine et dont l'épaisseur est limitée, dans la plupart des cas, à 1<sup>m</sup>,50 ou 2 mètres, il se présente parfois, à un niveau supérieur, une autre strate de gravier qu'il peut y avoir convenance à extraire.

Au *Paragon Claim*, à *Bath*, dans le comté de *Placer*, par exemple, trois strates *payantes* ont été découvertes dans le même chenal. La première, située sur le *bed-rock* même, possède une puissance d'environ 2 mètres ; la seconde, placée 5 mètres plus haut, présente la même richesse que la première. Enfin, une troisième couche, située 50 mètres plus haut encore, est également exploitable.

Nous rappellerons enfin, à propos de la constitution de ces graviers anciens, que la matière qui forme le remplissage alluvionnel, quelle que soit, d'ailleurs, la grosseur des fragments qui la composent, se rapporte à deux types très différents au point de vue de l'exploitation et du traitement. Les graviers sont tantôt *meubles* et tantôt *cimentés*, c'est-à-dire formant une masse dure et compacte dans laquelle les éléments du gravier sont reliés par un ciment.

Ces différences caractéristiques entraînent chacune un mode d'exploitation et de traitement spécial.

Nous ne nous étendrons pas longuement sur les conditions dans lesquelles doit s'effectuer l'exploitation souterraine des gisements aurifères ; le problème à résoudre n'exige que des connaissances sommaires dans l'art des mines, eu égard à la simplicité du gîte ; en revanche, il demande, chez l'ingénieur chargé de deviner, en quelque sorte, et de trouver les chenaux souterrains qui donnent si rarement à l'extérieur une preuve évidente de leur existence et surtout de leur direction, une grande sûreté de coup d'œil et de jugement, jointe à une

expérience approfondie, basée sur la connaissance des terrains et des travaux analogues.

Trouver le chenal et le recouper à aussi peu de frais que possible; créer une sortie pour la matière utilisable; exploiter la couche de graviers d'épaisseur peu considérable dans laquelle est concentrée la richesse, suivant les méthodes les plus économiques adoptées pour les matières minérales qui présentent des strates peu inclinées; transporter au jour ce gravier; enfin, s'il est meuble, le laver suivant les méthodes que nous avons étudiées jusqu'ici, ou, s'il est dur et cimenté, le traiter par broyage et amalgamation, suivant les méthodes types que nous étudierons ultérieurement à propos des quartz aurifères, tels sont, en quelques mots, les principes de la méthode connue sous le nom de *Drift-mining*.

Il reste un problème accessoire à résoudre : c'est celui de l'évacuation des débris; ce problème n'a pas ici, il est vrai, l'importance capitale que nous lui avons reconnue dans la méthode hydraulique, eu égard à l'échelle restreinte sur laquelle on travaille. Pour fixer les idées, il suffit de mettre en parallèle les 2 ou 300 mètres cubes, extraits par jour de *Drift-claims* importants et les 75.000 mètres cubes que certaines mines hydrauliques avaient à évacuer journellement; néanmoins, pour éviter des complications ultérieures, il est bon de porter sur ce point, dès le début, une sérieuse attention.

Un dernier problème, dont l'importance est primordiale pour le succès de l'opération, est l'approvisionnement de l'eau nécessaire au traitement du gravier, soit qu'on le lave dans les sluices, s'il est meuble, soit qu'on le broie dans un moulin, s'il est *cimenté*.

D'ordinaire, le chenal lui-même fournit, par infiltration, l'eau nécessaire à ces opérations, et l'on a soin de recueillir cette eau et de l'emmagasiner pour régulariser son débit.

Aussi, avant de se lancer dans une entreprise de *Drift-mining*, est-il bon de vérifier l'existence d'eaux souterraines suffisantes, par l'étude des mines existant sur le même chenal, ou, mieux encore, d'assurer le succès des opérations futures par l'établissement d'un abondant approvisionnement d'eau en toute saison, cette eau étant empruntée à une source placée à un niveau assez élevé pour arriver naturellement sur les travaux et permettre leur extension. En un mot, il ne faut pas reculer devant les dépenses d'achat de sources, de terrains, de barrages, de conduites; et cela d'autant moins que l'on peut ordinairement recouvrer, en partie, le montant de ces dépenses par la revente de l'eau surabondante à d'autres entreprises moins bien avisées.

La connexité intime qui existe entre les travaux de l'exploitation des mines de graviers et ceux du lavage simple ou du broyage avec amalgamation, qui constituent les procédés métallurgiques applicables à cette classe de minerais, nous a conduit à reporter la description des méthodes d'exploitation relatives à ces graviers dans cette troisième partie de notre travail, et à lui donner ici les développements qui auraient pu prendre place dans l'étude des gîtes et de leur mise en valeur.

## b. TRAVAUX PRÉPARATOIRES

**Cartes et plans.** — En face des incertitudes que nous avons signalées, on comprend que, lorsqu'il s'agit d'établir une mine de gravier dans une région déjà ouverte à ce genre d'industrie, le mieux est, pour se rendre compte des chances de réussite, d'étudier soigneusement les mines voisines qui travaillent, en amont ou en aval, le chenal que l'on se propose d'exploiter.

Une carte sommaire, sur laquelle sont reportés tous les travaux et vironnants, la position du chenal dans ces travaux, celle des *rims* dans tous les points où on peut les discerner par la nature même des terrains qui encaissent le lit caché de la rivière souterraine, tout cela forme un ensemble de documents qui peut fixer les idées sur la probabilité du passage du chenal dans la concession ou *claim* dont on s'occupe.

Ce premier point établi, l'étude des mines voisines déterminera, d'après ce que nous avons dit plus haut, la richesse moyenne probable. Il reste alors à dresser une seconde carte plus détaillée et très soigneusement faite, donnant, non seulement la topographie du *claim*, mais celle de toute la région environnante; le cours du chenal dans ses portions connues doit y être marqué, et l'on doit s'efforcer de reconstituer l'ancienne vallée par l'étude des roches encaissantes, en marquant, sur la carte, les affleurements des *rims* de cette rivière. Ce travail géodésique n'a pas seulement pour but de fixer, dans la mesure du possible, le cours du chenal; il doit servir, en outre, à déterminer les points d'attaque les plus avantageux. Dans ce but, toutes les vallées découpant le terrain doivent être relevées avec leurs cotes et leurs courbes de niveau.

L'inexactitude des plans peut entraîner de telles conséquences, ainsi que nous le verrons tout à l'heure, qu'on ne doit pas reculer devant les dépenses souvent très considérables que nécessite la confection de ce plan de surface.

**Prospection.** — La prospection du chenal doit presque toujours être effectuée par des puits creusés à partir de la surface, car les rares points où le chenal affleure dans les vallées actuelles sont généralement déjà entre les mains des premiers occupants, à cause de la facilité même de leur découverte. D'autre part, les galeries au rocher, destinées à recouper le chenal, sont presque toujours trop coûteuses pour être entreprises simplement comme travaux de recherches.

L'emplacement des puits de prospection ayant été convenablement choisi sur le tracé du chenal, ces puits sont forés à travers la coulée lavique et à travers l'alluvion totale jusqu'au *bed-rock*.

Lorsque l'on suppose que la profondeur d'un puits ne doit pas dépasser 50 mètres, on peut se borner à donner à ce puits la forme circulaire et un diamètre strictement suffisant pour qu'un homme puisse y travailler. Un simple tour à bras suffit alors pour l'extraction, et l'on n'a besoin, pour maintenir l'excavation, que d'un boisage sommaire qui peut même quelquefois être entièrement évité.

Dans ces conditions, et suivant la dureté du gravier, on estime, aux États-Unis, que le coût du mètre de fonçage varie de 40 à 200 fr.

Si la profondeur du puits doit être supérieure à 50 mètres et si l'on s'attend à une venue d'eau considérable, il est plus prudent de foncer un puits ordinaire de mine, à section rectangulaire, que l'on boise, et au moyen duquel l'extraction des déblais et l'épuisement de l'eau se font, soit avec un manège, soit même à l'aide d'une petite machine à vapeur. Ce puits peut, en outre, servir ultérieurement à l'aération des travaux.

Le puits ayant atteint le *bed-rock*, il faut encore entamer ce dernier, puisqu'il contient généralement de l'or sur 30 à 40 centimètres de hauteur, et pousser des galeries de reconnaissance à partir du puits et en enlevant le *bed-rock* sur sa hauteur utile.

La constatation de la richesse du gravier de ce puits et de ces galeries est obtenue par un lavage au sluice.

Lorsque l'étendue du *claim* est considérable, on doit foncer plusieurs de ces puits de prospection, ce qui, indépendamment de l'avantage de mieux définir la richesse de la concession, procure le moyen de déterminer les cotes du chenal en différents points et, dans une certaine mesure, la pente de son *thalweg*. Cette détermination a une grande importance au point de vue de la fixation du point d'attaque du tunnel à creuser, travail pour lequel on ne saurait rassembler avec trop de soin les éléments géodésiques permettant de l'entreprendre sans trop d'incertitudes.

**Travaux miniers. — Galerie au rocher ou Tunnel principal.** — Une *mine de gravier* est travaillée, de préférence, au moyen d'une galerie au rocher ou *tunnel* creusé, tantôt à partir du flanc de la montagne principale, tantôt à partir d'une ravine secondaire, toutes les fois que cela est praticable, c'est-à-dire lorsque la longueur probable du tunnel ne doit pas être trop considérable. Une extension de 500 mètres est assez commune et, suivant l'importance du *claim*, il arrive fréquemment que l'on doit entreprendre des galeries beaucoup plus longues. Lorsque au contraire, d'après l'inspection des plans topographiques, on reconnaît l'impossibilité de recouper le chenal en galerie, ou encore lorsque cette galerie serait trop longue et trop dispendieuse, il est nécessaire de la remplacer par des puits verticaux ou inclinés.

Nous examinerons d'abord la première des deux hypothèses.

Le percement d'un tunnel exige, en premier lieu, la détermination de son point d'attaque, qui doit être choisi de telle sorte que le tunnel aboutisse au fond même du chenal. La solution est différente, suivant que la partie supérieure de l'alluvion ou *rim-gravel* a été mise à nu par les érosions, ou que le chenal est entièrement caché.

Dans le premier cas, le tunnel est commencé à quelque distance au-dessous de la couche apparente et poussé, en montant, avec une faible pente jusqu'à ce qu'il atteigne le gravier; à partir de ce point on fonce une galerie en descente (*winze*) fortement inclinée et conduite jusqu'à la surface du *bed-rock*.

Dans le but de déterminer le *thalweg* du chenal, la surface du *bed-rock* est suivie par une galerie percée normalement au *thalweg*, jusqu'à ce que la

galerie rencontre une inclinaison de sens contraire; on admet généralement alors qu'elle a atteint la rive opposée. Il arrive quelquefois cependant que le chenal a deux branches ou qu'il présente, dans son intérieur, des élévations et des dépressions; aussi ne doit-on pas s'arrêter, pour fixer la largeur du chenal exploitable, à la seule indication du changement de pente des *rims*.

Dans le second cas, c'est-à-dire lorsque le chenal a un cours entièrement caché, la position du point d'attaque du tunnel et les conditions de son exécution se déduisent des données fournies par les travaux géodésiques et les travaux de prospection, au moyen des considérations suivantes :

En premier lieu, le tunnel doit atteindre le thalweg et plutôt passer sous le fond du chenal que déboucher trop haut. En effet, le double usage auquel il doit servir, le drainage des eaux de la mine et l'extraction du minerai, seraient compromis si cette galerie était installée à un niveau supérieur au plan d'eau. Quel que soit le soin apporté à la détermination du point d'attaque, il arrive quelquefois que cette dernière circonstance se produit; si l'on veut alors se dispenser d'ouvrir un nouveau tunnel situé à un niveau inférieur, on est obligé de recueillir l'eau dans un puisard, et de l'enlever soit avec un siphon, soit avec des pompes mues par des roues hydrauliques.

Pour être certain de tenir le tunnel dans le bed-rock et de le faire déboucher au-dessous du thalweg, on choisit pour son entrée un point beaucoup plus bas que le lit du chenal, la différence de niveau ainsi adoptée dépendant de la pente du chenal lui-même, de sa direction, de la pente à donner au tunnel, enfin de la longueur du terrain que l'on entend travailler.

Toutes ces conditions, à l'exception de la pente du tunnel qui est réglée par la pratique, ne sont déterminées que d'une manière approximative par les travaux de prospection; il est donc prudent de prendre une grande marge si l'on veut se mettre à l'abri des erreurs de calcul provenant de données incertaines.

Lorsque, malheureusement, le premier tunnel est percé trop haut, il est souvent nécessaire d'en ouvrir un ou plusieurs autres à un niveau inférieur, ou de travailler à l'intérieur avec des puits ou des *descenderies*, conditions défavorables à l'économie du travail.

En second lieu, la pente uniforme du tunnel doit permettre le drainage facile des eaux, ainsi que le roulage commode des minerais. Cette pente est ordinairement calculée à raison de 1 centimètre 1/2 à 2 centimètres par mètre.

En troisième lieu, la section doit être suffisante pour l'établissement d'une ou même de deux voies ferrées permettant le va-et-vient des wagonnets.

Dans les grandes mines, on donne généralement au tunnel une hauteur de 2 mètres avec une largeur d'environ 2 mètres à la base et de 1 mètre au sommet, lorsque le tunnel est destiné à ne recevoir qu'une voie unique; l'on porte à 5<sup>m</sup>,60 la largeur à la base lorsque deux voies sont établies. Toutes ces mesures sont prises en dedans des cadres de boisage.

En quatrième lieu, les schistes, dans lesquels le *travers-bancs* est ordinairement creusé, étant sujets à s'ébouler, à glisser ou à produire des gonflements du sol, on doit assurer la conservation de la galerie par un solide boisage. Les

cadres sont en rondins de 25 à 50 centimètres de diamètre, et l'on place, en outre, des bois de garnissage au-dessus des sommiers et en dehors des cadres. En Californie, les essences employées sont généralement le *pin* (*spruce*) et le *cèdre*, qui couvrent les terrains de la concession ou les terrains avoisinants.

Enfin, les dimensions de l'ouvrage en question étant considérables et sa rapide exécution généralement urgente, il est convenable de prévoir l'installation de compresseurs à air et celle d'un système de perforation mécanique (*drills*). Les salaires étant très élevés aux États-Unis, ce système, procure en effet, une notable économie, surtout lorsque l'on a à sa disposition une force motrice hydraulique; dans tous les cas, il abrège de beaucoup la durée du travail, et diminue la période improductive que l'on est forcé de traverser avant l'ouverture des travaux d'exploitation proprement dits.

La dynamite est employée pour faire sauter les variétés de roches les plus durées, mais la poudre ordinaire a un effet plus efficace dans les roches schisteuses qui, d'ordinaire, constituent les terrains à recouper.

Mentionnons, en terminant, que la position du point d'attaque choisi doit être telle que l'on puisse facilement loger les débris de l'exploitation, ou les évacuer sans nuire aux intérêts des propriétés inférieures.

**Remontages** (*Upraises*). — Aussitôt que l'on a creusé une longueur suffisante de tunnel pour que l'on puisse espérer avoir au-dessus de soi le lit de l'ancienne rivière, il faut ouvrir des ouvrages montants à la recherche du gravier; c'est par puits verticaux, *upraises*, que l'on procède à ce travail. Ces travaux préparatoires n'ont qu'une faible section, et on les multiplie à mesure de l'avancement du tunnel, suivant les indications qu'ils fournissent sur l'allure du gîte.

**Traverses** (*Gangways*). — Lorsque le gravier exploitable (*pay-gravel*) est atteint, on suit le *bed-rock* par une *traverse* normale au cours du chenal, dans le but de déterminer la forme du lit de la rivière, son extension en largeur et la position de son *thalweg*.

Il est nécessaire de tenir cette galerie en partie dans le *bed-rock*; d'une part, en effet, les travaux préparatoires, conduits dans ces errements, sont fréquemment productifs, la richesse principale du gravier étant concentrée, comme nous l'avons vu, dans la couche inférieure du gravier et parfois aussi dans la partie du *bed-rock* en contact avec elle; d'autre part, c'est seulement en suivant attentivement ce *bed-rock* que l'on peut se rendre compte des changements d'inclinaison qui déterminent la position exacte des *rims*.

**Puits d'ouverture verticaux**. — Lorsque, par suite de raisons déjà données, il n'est pas possible d'ouvrir par galeries une mine de gravier, on doit se résoudre au fonçage de puits d'extraction.

Les dépenses de creusement qu'entraîne ce dernier genre de travail sont, il est vrai, moins considérables que celles auxquelles conduit le percement des travers-bancs, qui comportent généralement de plus grandes dimensions; mais



comme il est nécessaire, d'élever, dans ce cas, tout le gravier et toute l'eau jusqu'à la surface — ce qui entraîne des dépenses de premier établissement assez considérables pour les machines d'extraction et d'épuisement, et pour les frais journaliers du hissage — on comprend qu'une mine travaillée, par puits, doit avoir une teneur supérieure à celle d'une mine analogue travaillée à l'aide d'un tunnel, chaque fois que l'extension du roulage intérieur reste à peu près dans les mêmes limites.

Nous ne nous étendrons pas sur les détails de creusement et d'installation de ces puits, qui ne diffèrent guère des puits de mine ordinaires. Ils sont à plusieurs compartiments, dont l'un est réservé à l'installation des pompes; ils doivent, d'ailleurs, être toujours solidement boisés.

Chaque fois que l'eau est en abondance, ou que l'on peut disposer de chutes considérables, il convient de faire usage de roues hydrauliques pour actionner les machines d'extraction et les pompes d'épuisement.

Cette solution est fréquemment adoptée en Californie, où l'on fait usage, tantôt de roues en dessus, tantôt de roues du type appelé *hardy-gurdy*, tantôt enfin de turbines ou de tout autre type de moteur hydraulique perfectionné.

Une fois que toute l'épaisseur des terrains volcaniques et de l'alluvion sous-jacente a été traversée et que le bed-rock a été atteint, les travaux de reconnaissance qui restent à entreprendre sont identiques à ceux que nous avons décrits dans le cas d'un tunnel.

Quant au découpage de la mine et à son exploitation, ils se font, dans l'un et l'autre cas, d'après la méthode que nous allons décrire.

### C. TRAVAUX D'EXPLOITATION

**Mode d'exploitation.** — Lorsque le tunnel principal a été poussé jusqu'au-dessous du centre du chenal, un puits vertical (*winze*) ou un puits incliné (*incline*) est percé à travers le bed-rock jusqu'au gravier.

Le gravier à exploiter étant ainsi atteint, on se trouve en présence d'une couche plus ou moins régulière, faiblement inclinée, et dont l'épaisseur dépasse rarement 2 mètres; aussi, la méthode d'exploitation qu'il convient de lui appliquer ne diffère-t-elle pas notablement de celle que l'on emploie en tous pays pour des gîtes minéraux de constitution analogue. Elle peut se résumer comme suit :

Une galerie principale de roulage, mise en communication avec le tunnel de sortie par l'intermédiaire du puits dont nous venons de parler, est poussée dans le centre du chenal, en remontant la pente de ce dernier; des *traverses*, espacées de distance en distance, partent à angle droit de chaque côté de la galerie principale pour aboutir à chacun des *rims* du chenal, formant ainsi le réseau de découpage de la mine en massifs que l'on abat par grandes tailles.

Nous allons donner quelques détails sur le mode d'établissement et de fonctionnement de ces divers travaux.

**Puits intérieur vertical ou incliné (*Winze, Incline*).** — Le puits de communication est toujours construit à deux compartiments, l'un réservé pour

la descente du gravier, l'autre contenant le tuyau destiné à conduire les eaux de la mine au canal d'écoulement ménagé dans le tunnel, ce canal pouvant consister, soit en une simple rigole creusée dans le sol, soit en un canal en bois placé sur l'un des côtés du tunnel. Ce dernier compartiment est, en outre, affecté aux échelles.

Dans le cas le plus fréquent d'un puits vertical, le compartiment destiné au minerai forme un couloir (*chute*), fermé par une trappe, dans lequel on déverse les wagonnets de gravier venant des chantiers. En ouvrant la trappe inférieure, le minerai est chargé automatiquement dans les wagonnets de dimension plus considérable (*cars*) qui circulent dans le tunnel de sortie.

Lorsque le puits est incliné, il est desservi, généralement, par un *plan incliné automoteur*, permettant la descente des wagonnets chargés et la remontée des wagonnets vides.

**Galerie principale** (*Main-tunnel*). — La galerie principale doit être creusée en amont du chenal et aussi près que possible de son centre. On la tient soit entièrement dans le *bed-rock*, soit dans le gravier, soit plus communément en partie dans l'un et en partie dans l'autre, car cette disposition permet de suivre, sans crainte de s'égarer, le *thalweg* de la rivière et de profiter de la richesse généralement contenue, comme on sait, dans la partie supérieure du *bed-rock*. La pente de la galerie, qui doit être toujours régulière, exige souvent, en outre, que l'on attaque plus ou moins profondément le *bed-rock*, par suite des inégalités du *thalweg*.

Cette galerie à large section, habituellement de mêmes dimensions que le tunnel de sortie, doit être solidement boisée, car elle est destinée à durer pendant tout le cours de l'exploitation. On laisse, en outre, sur chacune de ses parois, des *massifs de protection*, qui ont 10 mètres au moins d'épaisseur, et qui ne sont repris qu'à la fin de l'exploitation.

La galerie principale a, en général, 2<sup>m</sup>,50 à 3 mètres de hauteur; 3 mètres à 3<sup>m</sup>,50 de largeur à la base et 0<sup>m</sup>,90 à 1<sup>m</sup>,20 au sommet.

**Galeries en travers** (*gangways*). — Les galeries de découpage du gîte sont tracées alternativement de chaque côté de la galerie principale, à 10 mètres environ de distance les unes des autres, de manière à former des massifs de 20 mètres d'épaisseur. Ces galeries sont poussées jusqu'aux *rims* et, comme la largeur du chenal varie de 50 à 200 mètres, il y a lieu, dans le cas d'une largeur considérable, d'ouvrir d'autres galeries de découpage intermédiaires parallèles à la galerie principale. Dans le cas d'une faible largeur, il suffit de tracer les deux galeries extrêmes qui suivent la pente et longent les *rims* du chenal.

Par les motifs déjà signalés à propos de la galerie principale, ces galeries sont en partie creusées dans le *bed-rock* qui, sur une épaisseur de 30 à 50 centimètres, peut souvent contenir assez d'or pour motiver son abatage. On leur donne, en outre, la hauteur du gravier exploitable (*pay-gravel*) qui s'élève, en moyenne, à 1 mètre ou 1<sup>m</sup>,50 environ au-dessus du *bed-rock*; enfin leur largeur doit être suffisante pour l'établissement d'une petite voie ferrée qui doit

suivre de près l'avancement de la galerie, et qui sert pour l'évacuation des déblais et pour le service des *tailles*.

**Grandes tailles.** — Les tailles sont commencées aussitôt que la galerie en travers a dépassé le massif de protection de 10 mètres, laissé de chaque côté et le long de la galerie principale.

Elles vont d'une traverse à l'autre, et on les conduit en gradins de manière à enlever la totalité du gravier *payant*.

La hauteur des chantiers est dès lors variable; en général, la hauteur du gravier qu'il y a convenance à extraire varie de 1<sup>m</sup>,20 à 2<sup>m</sup>,50; mais quelquefois la plus grande partie de l'or se trouve dans les 50 premiers centimètres au-dessus du bed-rock; dans ce cas, on n'abat que juste assez de gravier pour que le travail soit possible, si bien que la hauteur du chantier est alors réduite à 1 mètre environ. Par contre, on a vu exceptionnellement cette hauteur aller jusqu'à 7 ou 8 mètres.

Le toit des tailles est supporté par des *étais* provisoires avec planches en *sommiers*; on construit, en outre, des piliers de soutènement avec les gros blocs ou *boulders* stériles trouvés dans l'exploitation.

Aussitôt qu'une taille est terminée, on retire, autant que faire se peut, les étais provisoires, et on laisse le terrain s'ébouler. L'éboulement ne se produit jamais assez soudainement pour mettre en danger la vie des ouvriers. Quelquefois le gonflement du bed-rock hâte le remplissage des tailles abandonnées.

**Abatage et boisage.** — Ainsi que nous l'avons déjà dit, le gravier est tantôt assez meuble pour pouvoir être simplement abattu au pic, tantôt assez dur, à cause du ciment qui en relie les divers éléments, pour exiger l'emploi de la poudre ou de la dynamite.

Dans ce dernier cas, les trous, souvent forés à l'aide de *drills* ou perforatrices mécaniques, ont, en général, 50 centimètres de profondeur et sont chargés, suivant la dureté du gravier, avec une ou deux cartouches de dynamite. C'est également à la dynamite que l'on fait sauter les très gros *boulders* qui, pendant la période d'ouverture de la mine, doivent être extraits au jour. La cartouche est simplement alors posée sur eux et recouverte de sable. Pendant l'exploitation, les *boulders* sont laissés en remblai dans les chantiers.

Si le gravier est meuble, on doit prendre de grandes précautions pour mettre en place, dans la taille, les étais provisoires et les *sommiers*; il faut les rapprocher d'autant plus que le terrain du toit est plus ébouleux. Il est même quelquefois nécessaire de travailler en faisant usage de *palplanches* en garnissage au toit, afin de se garantir des éboulements aux fronts de taille.

**Roulage.** — Le gravier abattu est conduit par les mineurs aussi près que possible des galeries transversales, où il est chargé dans des wagonnets par les rouleurs et poussé jusqu'à la galerie principale.

La pente de cette dernière galerie doit être suffisante pour laisser descendre naturellement deux ou trois *cars* avec un seul homme aux freins.

Le roulage, dans la galerie de sortie au jour, s'effectue à l'aide d'animaux et, quelquefois même par petites locomotives, si l'exploitation a un grand développement et si la distance à parcourir est considérable.

**Aérage.** — L'aérage des mines de gravier, comme celui de toutes les mines en général, est un point sur lequel on ne saurait trop porter son attention, la quantité de travail produite par chaque ouvrier augmentant considérablement avec de bonnes conditions de ventilation.

Dans le cas particulier qui nous occupe, ces conditions sont presque toujours faciles à remplir.

Les travaux sont généralement, en effet, en relation avec la surface : d'un côté, par le tunnel à grande section qui sert à la sortie des minerais et qui devient la voie d'accès de l'air; de l'autre, par un ou plusieurs puits. Aussi l'aérage s'établit-il naturellement, pourvu que l'on ait soin de faire circuler, à l'aide de portes convenablement disposées, l'air sur les divers fronts de taille.

Lorsque la différence de température n'est pas suffisante pour provoquer la circulation naturelle de l'air, on a recours aux moyens bien connus d'activer ou de produire cette circulation, soit en faisant un appel d'air à la surface à l'aide de foyers, soit en employant les ventilateurs. Ces derniers sont d'un usage si général dans les mines que nous ne croyons pas devoir entrer dans les détails de leur construction ou de leur emploi.

Les forces hydrauliques, que l'on a souvent à sa disposition dans les contrées aurifères, permettent l'emploi économique de ces ventilateurs.

**Matériel de mine.** — La voie, dans les travaux, doit toujours être soigneusement établie; on a renoncé presque partout aux rails en bois et même aux rails en bois recouverts de feuilles de tôle. On emploie, pour l'intérieur, des rails en fer ou en acier, pesant 7 à 9 kilos par mètre. Leur écartement varie de 40 à 55 centimètres. La voie principale du tunnel de sortie, sur laquelle circulent des cars plus lourds, est garnie de rails de 20 kilos ou plus, suivant le mode de traction adopté.

Les dimensions des wagonnets ou *cars* sont calculées en supposant que 17 pieds cubes d'argile ou 18 pieds cubes de gravier en place, soit 27 pieds cubes de gravier abattu et sec, pèsent une tonne; en d'autres termes, qu'un mètre cube de gravier abattu pèse 1<sup>T</sup>,350.

Les *cars* de l'extérieur sont, en général, d'une capacité double de celle des cars de l'intérieur et leur contenu, sous le nom de *car-load*, est l'unité suivant laquelle on calcule, en Amérique, l'extraction journalière et le rendement. Comme on donne, en général, aux *cars* une capacité de 16 à 20 pieds cubes, les explications qui précèdent montrent que le *car-load* contient, en général, de 600 à 750 kilogrammes de gravier.

Les *cars* sont construits ordinairement en tôle; cependant les caisses en chêne sont encore quelquefois employées.

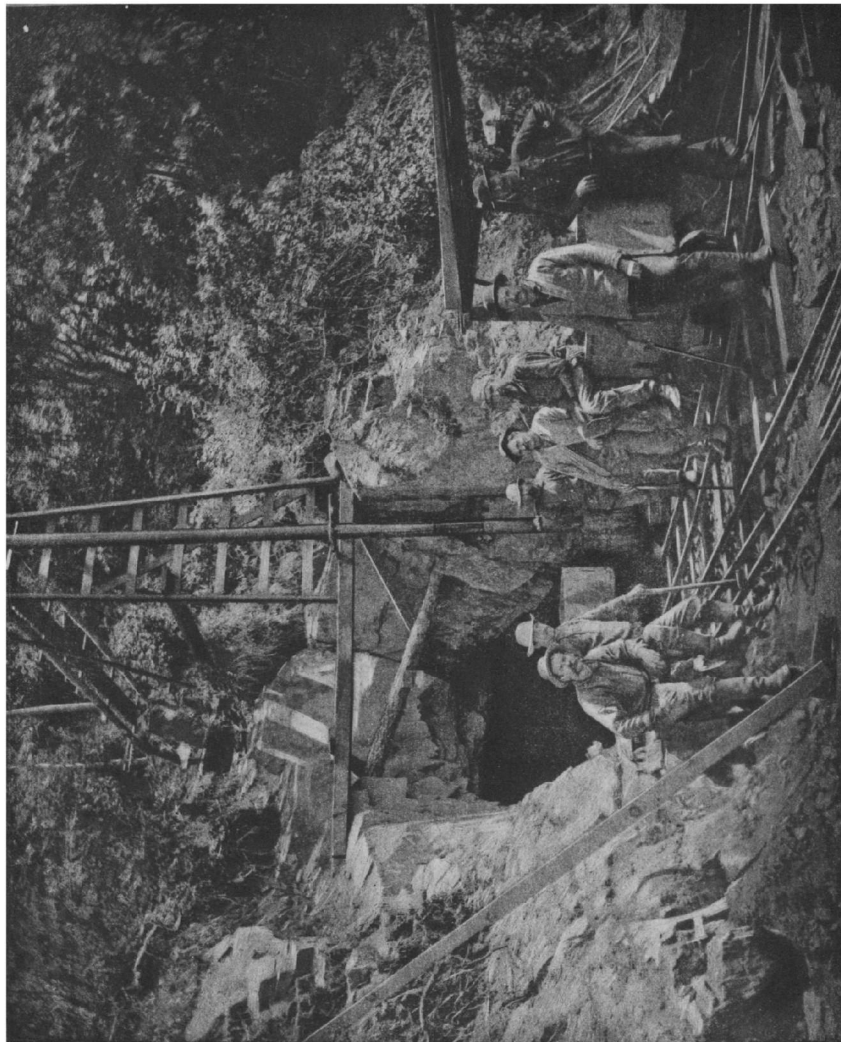
Il est bon d'avoir, pour l'intérieur, quelques wagonnets bas, à plate-forme, sur lesquels on puisse charger commodément les gros *boulders*.



ENTRÉE DU TUNNEL DE FOREST - HILL.

( Mine de gravier )

Pl. XVII



H. LUC BÉGIN

Fig. 46.

d. LAVAGE DES GRAVIERS, RÉCOLTE DE L'OR ET ÉVACUATION DES DÉBRIS

**Lavage du gravier.** — Deux procédés sont employés pour retirer l'or contenu dans le gravier, suivant que celui-ci est meuble ou cimenté. Dans le premier cas, on effectue le lavage au sluice; dans le second, on doit avoir recours à un broyage préalable, et les moyens mis en œuvre ne diffèrent alors que par quelques détails de ceux qui permettent de retirer l'or du quartz aurifère. Nous renverrons donc au chapitre spécial consacré à l'étude du traitement des quartz, pour tout ce qui a trait aux graviers cimentés et nous y donnerons (p. 153) les détails spéciaux de la construction des usines qui traitent les graviers cimentés.

En ce qui concerne les graviers meubles, la méthode de lavage au sluice qu'on leur applique est analogue à celle que nous avons décrite en parlant de la méthode hydraulique; nous ne nous étendrons donc que sur les détails spéciaux d'installation qui dérivent des conditions particulières du gisement.

Le gravier extrait de la mine est mis en tas (*dumped*) dans un vaste réservoir ou trémie (*ore-bin*), du fond duquel part un cours de *sluices* avec *riffles*. Un courant d'eau est dirigé sur le minerai, qui est entraîné dans les sluices. Nous examinerons successivement les différentes phases de ce travail.

**Conduite du gravier au dump de lavage.** — L'entrée du tunnel est le plus souvent placée au haut d'une ravine à bords escarpés (Pl. XVII, fig. 46), et la voie ferrée qui s'éloigne du tunnel se divise, dans toutes les grandes mines, en deux ou trois branches. La branche principale court, sur chevalets, au-dessus du réservoir habituellement construit à la bouche même du tunnel pour emmagasiner les eaux de la mine; cette branche aboutit au bâtiment qui renferme le tas de minerai destiné au lavage (*Dump-house*). Le réservoir à minerai (*ore-bin*) est souvent construit en recouvrant simplement les côtés abrupts de la ravine avec des planches garnies de tôles sur leur face supérieure.

Une seconde branche court sur l'un des côtés de la ravine et sert pour accumuler, dans un *dump* spécial, le gravier des galeries ou des parties de terrain que l'on veut *prospector*, de façon à pouvoir laver séparément chaque lot de gravier qui provient de ces prospections. Cette voie n'est pas indispensable, et l'on se contente quelquefois de la voie principale pour amener au *dump-house*, sur une aire séparée, le gravier d'essai.

La troisième branche court sur le côté opposé de la ravine, jusqu'à une certaine distance au delà des sluices; elle sert au transport des roches stériles, en particulier de celles qui proviennent de l'ouverture du tunnel; ces roches sont déversées en tas dans un endroit convenablement choisi, de manière à ne pas gêner les travaux ultérieurs.

Dans les mines de peu d'importance, on se contente d'une seule voie à la sortie du tunnel.

Toutes ces voies sont, en général, recouvertes (*roofed*) par des toitures en planches, de manière à être protégées contre la neige et contre la pluie.

**Approvisionnement et quantité d'eau employée.** — Ainsi que nous

l'avons fait observer, la plupart des mines de gravier offrent des *venues d'eau* suffisantes pour les besoins du lavage. On doit toujours emmagasiner ces eaux dans un réservoir capable de recevoir toute l'eau qui s'écoule de la mine en vingt-quatre heures.

Ce réservoir est établi d'habitude à la bouche même du tunnel.

La quantité d'eau employée dans une mine de gravier est loin d'être aussi considérable que celle que comporte la méthode hydraulique; mais, toutes proportions gardées, elle ne laisse pas que d'être importante, puisque l'on compte que l'équivalent *d'un pouce de mineur en vingt-quatre heures*, soit environ 62 mètres cubes, peut servir à laver de 10 à 15 mètres cubes de gravier, suivant la nature de ce dernier et la facilité qu'il présente à se désagréger.

L'eau est lancée sur le gravier du *Dump-house* sous une pression de 15 à 30 mètres, au moyen d'un tuyau dont l'ajutage présente d'ordinaire, un orifice de 5 centimètres, ainsi que l'indique la photogravure (Pl. XVIII, fig. 47) se rapportant à l'installation de la mine de *Golden-River* (Californie).

**Disposition des sluices.** — Les sluices de lavage sont construits de la même façon que les sluices déjà décrits dans l'exposé de la méthode hydraulique (page 67). On leur donne, en général, une profondeur de 0<sup>m</sup>,45 à 0<sup>m</sup>,50; ils sont établis avec une pente moyenne de 0<sup>m</sup>,02 à 0<sup>m</sup>,025 par mètre.

La longueur du cours de sluice n'a pas besoin d'être très considérable, eu égard à la faible pente qu'on lui donne; en général, cette longueur varie de 50 à 100 mètres; néanmoins, comme le sluice a, non seulement pour but de retenir l'or, mais aussi d'évacuer les débris jusqu'à un point où ils peuvent être déversés sans inconvénient, il est des cas où la longueur du sluice atteint plusieurs kilomètres.

Les sluices sont ordinairement pavés en bois, comme nous l'avons indiqué à propos du traitement hydraulique (page 68).

**Lavage au sluice, nettoyage et décharge des tailings.** — Le lavage est fait d'une façon intermittente, une fois par jour, ou plus fréquemment si la quantité de gravier est considérable.

L'or fourni par la couche exploitée dans les mines de gravier est habituellement assez *gros* pour qu'il ne soit pas nécessaire d'ajouter du mercure dans les *riffles*. Quelquefois cependant, quand on a reconnu l'existence de l'*or fin* et lorsqu'on donne une grande longueur au sluice, on ajoute du mercure dans le cours inférieur des sluices, ainsi que nous l'avons déjà maintes fois expliqué.

Il est à peine besoin de répéter que, plus l'or est fin, plus on rencontre de difficultés à le retenir ou à le *sauver*, suivant l'expression américaine.

Le sluice de décharge est conduit, en général, jusqu'à un ravin latéral où se déposent, au moins en partie, les matières qui l'ont traversé.

Ces *tailings* sont souvent repris et relavés au bout d'un certain temps dans un nouveau cours de sluices; ils se délitent, en effet, par leur exposition à l'air et permettent ainsi de récupérer une partie de l'or échappé au premier lavage. Quelquefois même, lorsque la partie disponible du chenal a été épuisée, on travaille une troisième fois ces *tailings* de l'exploitation.





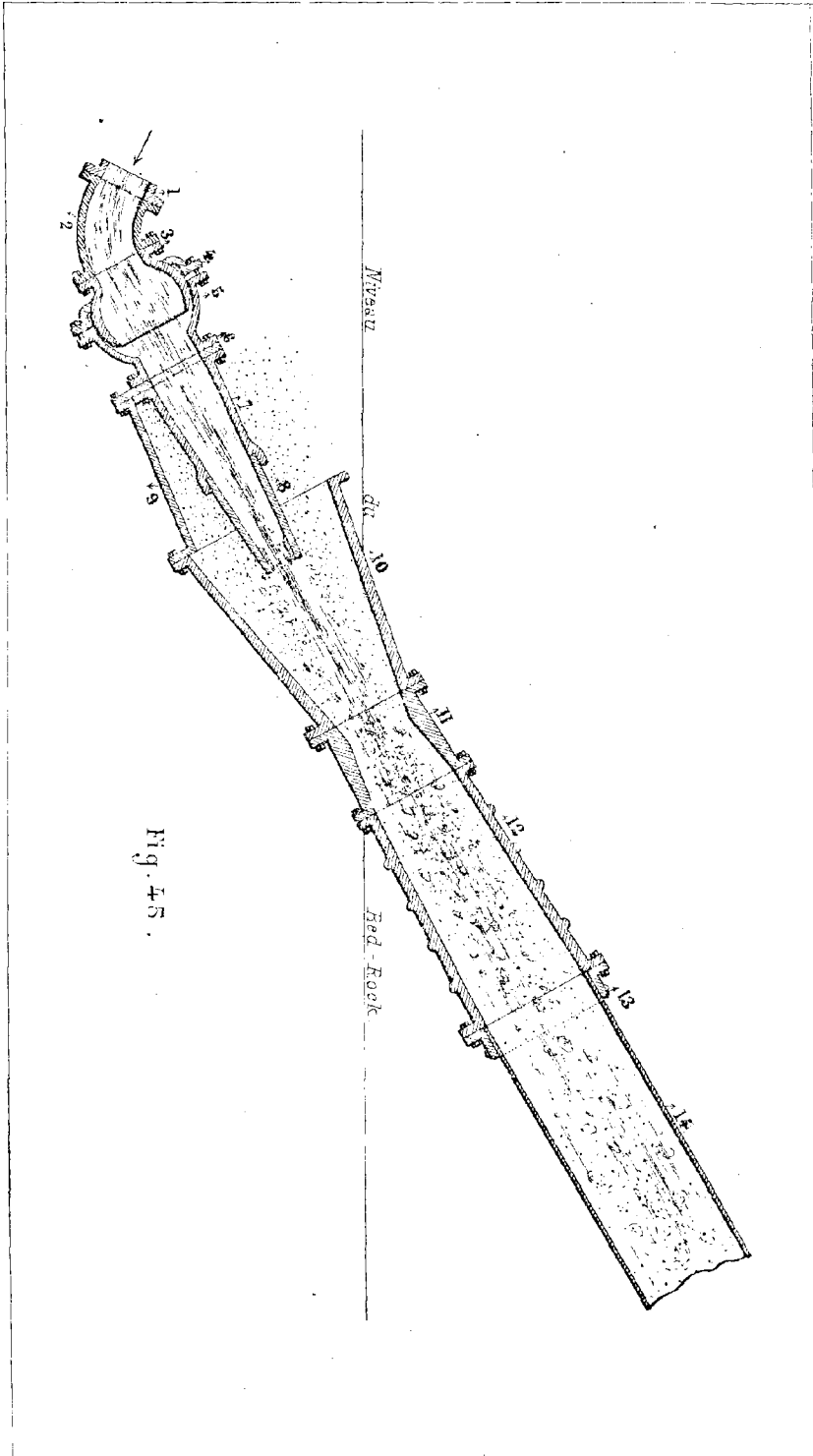
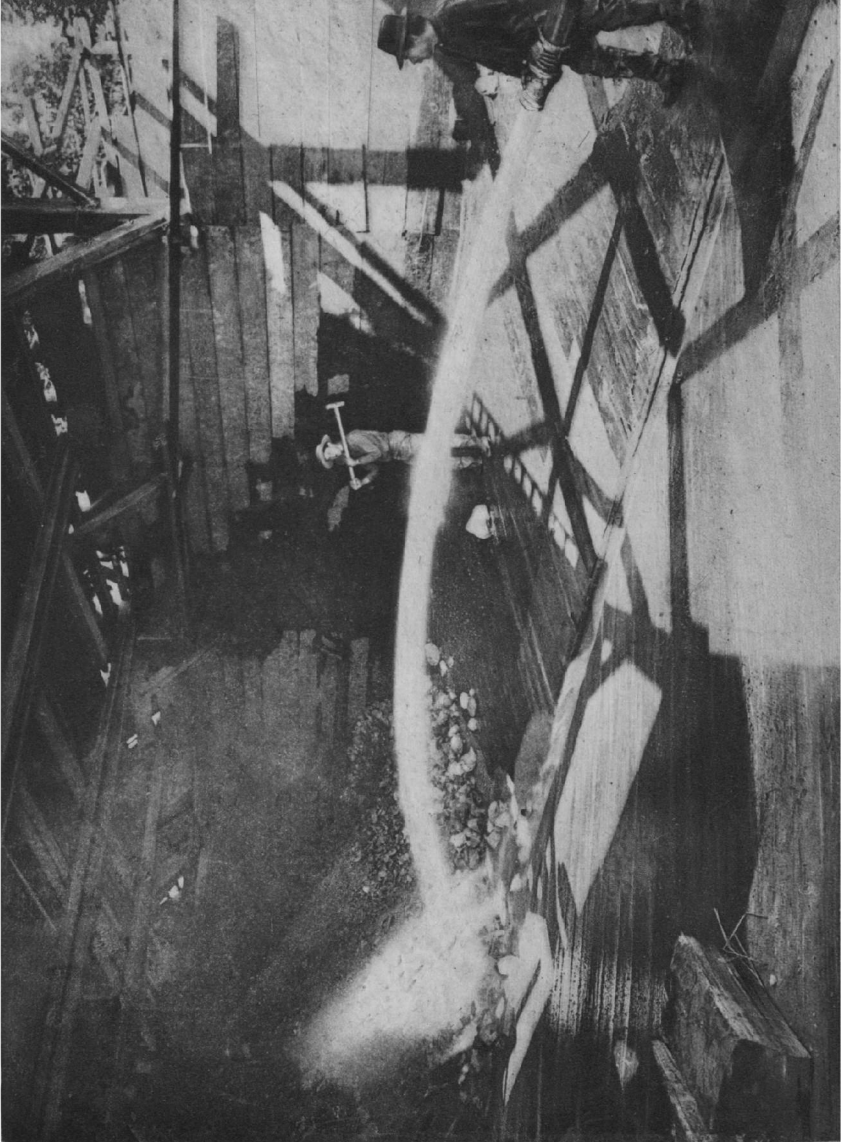


Fig. 45.

LAVAGE DES GRAVIERS DANS LE DUMP HOUSE  
( Golden-River Californie )

P1. XVIII



HELDOS. DUCARDIN.

Fig



Le nettoyage des sluices est fait, avec les précautions précédemment indiquées; on procède à ce travail aussitôt après le lavage, de manière à se prémunir contre le vol. Néanmoins, lorsque les sluices atteignent une grande longueur, le nettoyage s'effectue par sections et seulement chaque huitaine ou chaque quinzaine; un nettoyage général (*clean-up*) est, en outre, effectué deux fois par an, lorsqu'il s'agit de retourner les *blocs* usés dans le sluice, et de remplacer ceux qui sont hors d'usage.

## e. CONDITIONS ÉCONOMIQUES DU TRAVAIL DES MINES DE GRAVIER

**Considérations économiques générales.** — Les conditions économiques de l'ouverture et de l'exploitation d'une mine de gravier sont excessivement variables.

La position topographique du chenal, entraînant le creusement de puits ou l'ouverture de galeries dans une roche plus ou moins dure, forme le premier élément d'appréciation dans le devis des dépenses d'ouverture.

Pour fixer les idées, nous citerons quelques chiffres relatifs à la Californie.

La compagnie *Hidden Treasure* sur le *Forest-Hill divide*, dans le comté de Placer, possède un tunnel de 800 mètres de longueur, creusé dans un schiste tendre ne nécessitant que rarement l'emploi de la poudre. Le prix de revient de ce tunnel, creusé *par contrat*, était d'environ 60 francs le mètre courant, les bois de soutènement et la voie étant comptés à part; il en est résulté un prix de revient total de 70 francs environ par mètre courant.

Pour évaluer les dépenses d'installation d'une mine de graviers, nous ne saurions mieux faire que de citer l'exemple de la mine de Golden-River; les chiffres suivants, qui nous ont été obligeamment communiqués par la direction de l'entreprise, se rapportent à l'exécution de son tunnel, dont la longueur atteint 1606 pieds, soit 482 mètres.

### PRIX DE REVIENT DU TUNNEL DE GOLDEN-RIVER.

1° Dépenses fixes d'installation.		
Route de raccordement, captage et distribution des eaux, sentiers, plate-formes, etc. . . . .	600 \$, soit	3.120 fr.
Compresseur à air, matériel de perforation mécanique, chaudière, tuyautage, alimentation, montage des machines, tuyaux d'eau pour le tunnel et tuyaux à air comprimé. . . . .	7.750	40.500
Chaux, briques, matériaux, bâtiment des machines, magasin, écurie, poudrière, hôtel, cabine (tous les bâtiments en planches). . . . .	2.800	14.560
Rails, bois, wagonnets, forge, fleurets, petit matériel, divers. . . . .	1.865	9.698
Plans, dessins, arpentage, fret, charrois, travaux divers. . . . .	1.265	6.578
Total. . . . .	14.289 \$	74.256 fr.

2° *Dépenses proportionnelles par pied de tunnel.*

Salaires et appointements . . . . .	8 \$ 50	44 fr., 25
Approvisionnements, poudre, dynamite, bois à brûler, bougies, charbon de bois, méches, boisage . . . . .	4 , 08	21 , 20
Dépenses diverses . . . . .	0 , 66	5 , 45
Total par pied de tunnel . . . . .	13 \$ 24	68 fr., 95

En d'autres termes, *le prix du creusement d'un tunnel* dans les conditions de la mine de Golden-River *peut être évalué à 210 francs le mètre*, en d'hors des 75.000 francs environ que nécessite l'installation première.

Le creusement du tunnel que nous venons de citer a été exécuté à raison de 7 pieds 1/2 à 8 pieds par jour environ, ce qui veut dire qu'une période de huit mois a suffi pour son percement total, sa longueur s'élevant à 485 mètres.

Dans des roches dures, le prix du mètre de tunnel peut atteindre et même dépasser 300 francs par mètre. Le percement du tunnel, comme tous les travaux *au stérile*, doit être entrepris par contrat.

Le prix des bois de soutènement est aussi un des éléments importants du prix de revient. Ordinairement, dans un pays boisé comme la Californie, où les entreprises minières sont d'ailleurs favorisées par les lois et usages sur la matière, on trouve, soit sur les terrains du *claim*, soit aux alentours, tout le bois nécessaire, et l'on n'a que la peine de le faire abattre et de le transporter.

Ce travail est habituellement donné à l'entreprise. Il n'est pas rare d'avoir à employer, dans une mine un peu développée, 10 à 12.000 pièces de bois ronds, sans compter les bois de garnissage. Huit à dix ouvriers sont suffisants pour opérer la coupe du bois, et cela en travaillant seulement dans la saison d'été.

Le prix de la main-d'œuvre est généralement fort élevé dans les districts aurifères; pour la Californie, en particulier, les salaires des mineurs varient de 2\$,50 à 5\$,50 soit de 13<sup>r</sup>,33 à 18<sup>r</sup>,37 par jour; celui des ouvriers spéciaux, forgerons et charpentiers, est encore bien plus élevé. Il est vrai que le *rendement* par ouvrier dans les mines de gravier, comme au reste dans toutes les mines américaines, est supérieur au rendement habituel dans d'autres contrées minières.

On compte, en effet, une production moyenne de quatre *cars-load* de gravier, soit, d'après les explications fournies, environ 2<sup>t</sup>,500 à 3 tonnes par ouvrier *total* employé dans la mine. Cette quantité varie nécessairement avec le développement des galeries de découpage et de roulage, le nombre de gros boulders rencontrés dans le gravier, la quantité de bed-rock à entamer, et enfin la dureté du gravier lui-même.

Dans les graviers cimentés, par exemple, on estime deux *car-loads* seulement, soit 1<sup>t</sup>,250 à 1<sup>t</sup>,500 comme étant le rendement par journée d'ouvrier *total*.

Le nombre des ouvriers mineurs et rouleurs varie, en général, entre 25 et 75, suivant l'importance de la mine. Le travail de lavage proprement dit n'exige qu'un seul homme.

Une remarque sur laquelle nous devons appeler l'attention de nos lecteurs

est la simplicité du mécanisme administratif des mines de gravier. Un *superintendent* et un commis aux écritures en forment tout le personnel administratif. Cette simplicité se retrouve, du reste, dans toutes les exploitations minières de l'Amérique, où l'on est peu habitué au luxe d'employés et d'ingénieurs de tout ordre qui grèvent singulièrement les frais généraux des mines européennes ou de celles, en pays étranger, qui sont administrées suivant les habitudes françaises.

**Richesse des chenaux.** — Il est assez difficile d'estimer la richesse moyenne des chenaux anciens d'après les données que l'on peut recueillir dans les régions où l'on travaille ce genre de gisements.

En Californie, en particulier, on estime d'ordinaire la richesse d'après le rendement au *car-load*, unité essentiellement variable, ainsi que nous l'avons fait remarquer. Quelquefois, on la définit d'après le rendement au *pied linéaire* de chenal, en ne tenant compte ni de la largeur de celui-ci, ni de l'épaisseur variable de la couche de *gravier payant*. Il serait plus rationnel de l'estimer au mètre carré de surface de chenal ou, mieux encore, à la tonne de minerai utilisable.

Dans les mines de gravier, comme dans tous les autres gisements alluvionnels que nous avons étudiés, on a rencontré des cas isolés de richesses extraordinaires; c'est ainsi que l'on a conservé le souvenir de *cars-load* ayant produit 50.000 francs chacun, et que l'on cite l'exemple d'une mine dans laquelle 15 ares de chenal ont fourni 4 millions de francs. Mais, hâtons-nous de le dire, le gravier actuellement travaillé est beaucoup moins riche, ainsi que le montrent les chiffres suivants :

Dans la *Bald mountain mine* du comté de *Sierra*, Californie, qui a été travaillée d'une manière systématique depuis 1872 et qui peut être considérée comme un type des mines de ce genre, on a constaté que sur 1150 mètres environ de chenal exploité, la moyenne du rendement, par mètre courant de chenal, avait été de 8.120 francs, l'exploitation ayant donné un produit général de 9.400.000 francs environ.

La dépense correspondante était de 4.200 francs par mètre courant de chenal; le bénéfice réalisé a donc été de 4.570.000 francs environ pour la longueur exploitée.

Le rendement était, en moyenne, de 2\$,17 ou de 11 francs environ par *car-load*, soit de 9<sup>fr</sup>,20 par tonne de minerai.

A la *Mabel mine, North Bloomfield*, la teneur est descendue à 1\$,55 ou 8<sup>fr</sup>,15 par *car-load*.

D'une manière générale, on estime que, dans les circonstances ordinaires, la richesse minimum d'une mine de gravier exploitable doit être voisine d'un dollar par yard cubique de gravier extrait ou, en d'autres termes, s'élever à 6<sup>fr</sup>,80, correspondant à 2 grammes d'or fin par mètre cube; mais, en général, la teneur, comme aussi le prix de revient d'exploitation de ces graviers, sont supérieurs à ces chiffres.

Le chenal travaillé dans la *Forest-Hill divide* produit environ 5 millions de francs par mille de longueur, soit 3.150 francs par mètre courant de chenal.

Si l'on veut rapporter à l'unité de superficie la richesse des chenaux exploités, on trouve qu'en Californie cette richesse varie de 250.000 francs à 1 million par hectare, correspondant à un rendement de 25 à 100 francs par mètre carré de surface de chenal.

Nous rappellerons, en dernier lieu, pour fournir un autre élément d'appréciation, que l'épaisseur exploitable varie de 1 à 2 mètres.

Le tableau suivant donne le détail du prix de revient par yard cube dans cinq importantes mines de gravier en Californie.

ÉLÉMENTS DU PRIX DE REVIENT par yard cube (0 <sup>m</sup> 3,750)	MINE de CAMERON	MINE de CARROL	MINE de HARDSCRIBBLE	MINES de HART et HENRY et D'OAK GROVE	MINE de SIWASH
	frs	frs	frs	frs	frs
Main-d'œuvre . . . . .	4,760	5,740	5,00	5,740	3,30
Boisage . . . . .	0,750	1,580	1,55	1,580	0,75
Poudre (explosifs). . . . .	. . .	. . .	. . .	0,025	. . .
Éclairage . . . . .	0,100	0,320	0,25	0,320	0,10
Nourriture des chevaux . . . .	0,100	0,135	0,10	0,135	0,10
Usure et réparations . . . . .	0,325	0,370	0,60	0,370	0,325
TOTAL par cubic yard . . . . .	6,055	8,145	7,50	8,170	4,575
TOTAL par mètre cube . . . . .	8 <sup>fr</sup> ,045	10 <sup>fr</sup> ,860	10 <sup>fr</sup> ,00	10 <sup>fr</sup> ,90	6 <sup>fr</sup> ,10



## CHAPITRE II

### TRAITEMENT DU QUARTZ AURIFÈRE

---

#### § 1. — CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES

---

##### A. EXPOSÉ DE LA MÉTHODE

**Définition des quartz aurifères** — On comprend, sous la désignation de *quartz aurifères*, les remplissages filoniens dont la masse principale est formée :

1<sup>o</sup> Par du quartz;

2<sup>o</sup> Par de l'or à l'état natif (*free-gold*), disséminé en fines parcelles; cet or renferme toujours une proportion variable d'argent dont la valeur ne forme jamais qu'une faible partie de celle du minerai;

3<sup>o</sup> Par des sulfures plus ou moins aurifères, compris en Amérique sous la désignation générale de *sulphurets*.

Au premier rang de ces sulfures vient se placer le sulfure de fer, ou *pyrite*, qui semble former un élément essentiel du remplissage et que l'on trouve dans tous les districts aurifères.

Les autres sulfures sont, au contraire, accidentels et varient de nature dans chaque district en particulier; ce sont la *chalcopyrite* (sulfure double de cuivre et de fer), le *cuivre gris* (sulfure complexe arsenical et antimonial de cuivre et de fer), la *blende* (sulfure de zinc), et la *galène* (sulfure de plomb).

Dans tous ces sulfures l'or se présente, tantôt à l'état natif et disséminé dans leur masse comme il l'est dans celle du quartz, tantôt dans un état de combinaison encore mal définie, ainsi que nous l'avons expliqué dans la première partie de cet ouvrage.

Enfin ces sulfures renferment également une proportion variable d'argent qui est, soit allié à l'or, soit indépendant, soit enfin combiné avec les *bas métaux* dans leurs composés sulfurés.

A tous ces éléments constitutifs, caractéristiques des *quartz aurifères*, viennent se joindre quelquefois les *minéraux d'argent* proprement dits, à leur tour accompagnés d'une proportion variable d'or.

Lorsque ces minéraux, dont l'existence coïncide avec l'apparition des *spaths calcaires et ferreux* au milieu de la gangue quartzreuse, sont en faible quantité, leur présence n'influe pas sur le traitement du minerai, et celui-ci continue à être considéré et traité comme un quartz aurifère; lorsque au contraire leur importance devient prépondérante, ils constituent des *minerais auro-argentifères* qui cessent d'être considérés comme des quartz aurifères et dont le traitement s'effectue par des méthodes que nous étudierons dans un chapitre spécial.

Il en est de même lorsque l'or, au lieu d'être libre en totalité ou en partie, se trouve engagé dans des combinaisons *rebelles* au traitement simple des quartz; tel est notamment le cas des *tellurures d'or* et celui des *minerais complexes* dans lesquels les *bas métaux* ont, à leur tour, une valeur utilisable.

Enfin, de récents travaux ont montré que dans des minerais présentant les caractères extérieurs des quartz aurifères types, et dans lesquels on ne constate ni la présence des sulfures complexes, ni celle des minéraux aurifères arséniés, antimoniés ou tellurés, l'or pouvait néanmoins résister à l'amalgamation, parce qu'il était engagé dans une combinaison mal définie en présence de la silice et de l'oxyde de fer.

On voit donc que les quartz aurifères, dont nous étudions le traitement dans ce chapitre, peuvent se diviser en deux catégories distinctes :

1<sup>o</sup> Les *quartz aurifères normaux*, auxquels s'applique la désignation américaine *free-milling ore* et dont le traitement repose sur l'amalgamation;

2<sup>o</sup> Les *quartz aurifères exceptionnels (refractory ores)*, dont le traitement fera ultérieurement l'objet d'une étude spéciale.

**Principe et formule du traitement des quartz aurifères normaux.** — De la définition précédente il résulte qu'au point de vue pratique de l'extraction du métal précieux, l'or se trouvait à deux états distincts dans le *quartz aurifère normal*; il est disséminé dans le quartz, disséminé ou combiné au milieu des sulfures. Le traitement doit donc comprendre trois opérations distinctes :

1<sup>o</sup> Un broyage assez *fin* pour rendre effective la séparation des parcelles d'or libre et des parcelles de sulfures d'avec la gangue quartzreuse, et permettre à chacun de ces éléments d'être soumis au traitement qui lui convient, sans que l'interposition du quartz stérile puisse gêner les réactions;

2<sup>o</sup> La mise en contact avec le mercure des parcelles d'or libre (*free-gold*) ainsi isolées, de manière à réaliser leur amalgamation; puis la récolte et enfin le traitement de l'amalgame;

3<sup>o</sup> La séparation par voie mécanique des sulfures aurifères non amalgamés (*sulphurets*) et leur traitement métallurgique.

## B. DÉFINITION DES USINES DE TRAITEMENT

Les établissements industriels où s'effectue le traitement des quartz aurifères dans les conditions que nous venons de résumer portent en Amérique le nom de *stamp-mills* (moulins à bocards) que, pour plus de clarté, nous traduirons simplement par *moulins à or*.

Nous décrirons en détail la consistance et le mode de fonctionnement de ces usines, avec les derniers perfectionnements qui y ont été introduits aujourd'hui.

Il est à remarquer d'ailleurs que si, au début, on dut employer, pour extraire l'or des filons quartzeux de la Californie, les procédés primitifs qui s'imposent dans tous les pays nouveaux éloignés des centres de civilisation, on fut bien vite conduit à remplacer ces procédés par des méthodes permettant un travail économique et industriel; aussi, — à l'inverse de ce que nous avons constaté pour les alluvions, où les mineurs ne se sont jamais préoccupés du rendement donné par les méthodes primitives et où le perfectionnement lent des appareils fut la conséquence de l'appauvrissement progressif des *placers*, — voyons-nous que, pour les filons de quartz, le problème de leur utilisation industrielle fut résolu du premier coup, parce que les termes en étaient absolus et nettement posés. Il s'agissait, en effet, non plus de traiter des matières variables d'une richesse moyenne très considérable, mais un minerai toujours identique à lui-même et d'une teneur qui exigeait un mode de traitement à la fois régulier, rapide et économique. Aussi, le type des moulins californiens subsiste-t-il, à quelques modifications près, tel qu'il a été conçu dès le principe, et l'emploi de ces moulins s'est-il répandu partout où l'on a eu à traiter des minerais analogues.

Le moulin californien (*stamp-mill*) constitue donc un de ces types industriels qui ont pour champ d'application le monde entier, et qui mérite, à ce titre, d'être étudié dans tous les détails de sa construction et de ses perfectionnements. Sans doute ce moulin dérive, par voie de transformation, du vieux *Bocard allemand*; mais il a reçu tant de perfectionnements dans son agencement pratique, que l'on aurait quelque peine à retrouver la filiation entre l'engin primitif, qui ne tenait guère compte de la valeur du temps, et le moulin d'aujourd'hui qui opère sur de grandes masses, tout en rendant presque inutile l'intervention de l'ouvrier et en le réduisant à une simple surveillance du débit et de la régularité du fonctionnement des appareils.

Néanmoins, ce type n'a pu rester invariablement stationnaire, et si les perfectionnements de détail qu'il a subis sont insignifiants, on a commencé, depuis quelques années, à en modifier les éléments essentiels, et on est même arrivé à introduire un changement radical dans le principe sur lequel repose son fonctionnement. Nous étudierons donc, d'abord le moulin à or californien dans son type le plus perfectionné, avec les variantes de ce moulin qui ont encore une valeur industrielle, et nous passerons ensuite en revue les appareils nouveaux et les méthodes basées sur un principe différent qui ont déjà reçu la consécration de l'expérience et du succès.

## § 2. — ÉTUDE DÉTAILLÉE D'UN MOULIN A OR ACTUEL

## A. CONDITIONS DE L'INSTALLATION D'UN MOULIN

**Mode de fonctionnement du moulin.** — Nous avons vu que les trois opérations à effectuer dans un moulin étaient : le broyage du quartz, l'amalgamation de l'or et la concentration des sulfures.

Le minerai quartzeux, tel qu'il arrive de la mine, contient presque toujours des morceaux de dimensions trop grandes pour être introduits directement dans l'appareil destiné à le broyer finement; aussi y a-t-il lieu de la faire passer d'abord à travers un concasseur spécial.

Le minerai concassé est introduit dans des mortiers où le broyage s'effectue, comme dans tous les bocards, par le choc répété d'un pilon sur la matière. En même temps que le minerai, on introduit dans le mortier une certaine quantité d'eau destinée à faciliter le broyage et à entraîner, hors du mortier, les particules de minerai rendues assez fines pour passer au travers des grilles par lesquelles se fait l'écoulement de la *pulpe* ainsi formée.

C'est cette *pulpe* qui, soit avant, soit après sa sortie du mortier, est soumise à l'action du mercure servant à amalgamer l'or libre, puis à celle des concentrateurs divers destinés à retenir les matières aurifères qui ont échappé à l'amalgamation.

**Conditions à réaliser pour l'emplacement d'un moulin.** — Avant d'examiner en détail la construction des différents appareils qui servent à réaliser la marche générale que nous venons d'esquisser, nous allons développer quelques considérations d'ensemble sur l'établissement d'un moulin à or.

Les mines d'or étant, en général, situées dans des régions très accidentées, présentant des difficultés naturelles de tout genre, inconnues dans nos pays, le choix d'un emplacement favorable pour l'établissement d'un moulin acquiert, dans ces régions, une énorme importance et l'on ne doit pas hésiter à s'imposer de réels sacrifices pour rendre l'installation première aussi parfaite que possible, et préparer ainsi le fonctionnement facile et économique de l'usine.

Les moulins peuvent d'abord être classés en deux catégories : ceux qui appartiennent à une compagnie minière traitant uniquement ses propres produits et ceux qui sont destinés à traiter concurremment des minerais de provenances diverses. Les premiers doivent être placés aussi près de la mine que les circonstances le permettent, afin de réduire autant que possible les chances d'interruption dans le transport; les seconds, indépendamment de la condition naturelle d'une situation centrale, doivent présenter les facilités nécessaires pour l'emmagasinage et la manipulation des minerais divers qui y sont apportés.

Dans l'un et l'autre cas, le voisinage d'un cours d'eau est toujours à rechercher, non seulement en vue de l'alimentation du moulin, mais encore parce

que ce voisinage permet presque toujours de créer une force motrice économique et que, subsidiairement, il facilite l'évacuation des résidus ou *tailings*, opération toujours importante alors même qu'elle ne présente pas une gravité comparable à celle que nous avons fait ressortir dans les exploitations hydrauliques.

Il semble naturel de disposer en gradins les différents appareils que parcourt le minerai dans un moulin, de façon à ce que le passage de l'un à l'autre se fasse sans manipulations et par le seul poids des matières; aussi, est-on conduit à choisir ou à créer un emplacement (*mill-site*) à flanc de coteau. Malgré les avantages que présente, de prime abord, cette situation, il est bon de se tenir en garde contre les inconvénients qu'elle peut créer et qui rendent plus fictifs que réels les avantages entrevus au début; ainsi, il est très rare que l'on puisse établir, sur le coteau lui-même, les différents gradins dont on a besoin, sans avoir recours, soit à des travaux au rocher très coûteux, soit à des murs de soutènement non moins dispendieux. A moins de circonstances topographiques exceptionnelles, un moulin ainsi situé ne présente de facilités d'approche ni pour le minerai à sa partie supérieure, ni pour le combustible ou les approvisionnements divers à l'étage inférieur; enfin il est bien difficile, dans ces conditions, de disposer de surfaces horizontales d'une étendue suffisante pour permettre l'emmagasinage des minerais ou du combustible.

Quant aux minerais, il est de la plus haute importance d'en avoir toujours une quantité suffisante sous la main pour alimenter le moulin pendant les arrêts possibles de l'extraction ou du transport, lorsqu'il s'agit d'un moulin affecté à une mine spéciale; lorsque le moulin travaille à façon (*custom-mill*), son approvisionnement est intermittent et comme les divers lots qui composent cet approvisionnement doivent être tenus séparés, la question de l'emplacement pour le magasin qui doit les renfermer est plus importante encore.

On a dû, dans bien des cas, remédier à l'absence d'aires planes dans les moulins établis à flanc de coteau, en construisant au-dessus du moulin de vastes ouvrages de charpente pouvant servir de réservoirs à minerai (*ore-bins*); ces ouvrages sont toujours très coûteux et, de plus, ils constituent, la plupart du temps, un danger permanent pour le moulin situé au-dessous d'eux.

La question de l'emplacement du combustible prend une importance capitale dans les districts où le bois peut seul être employé économiquement pour le chauffage et où, par suite, il doit être empilé en assez grande quantité, pendant la saison la plus favorable à son transport.

Comme conclusion, nous pensons qu'il n'y a avantage à se placer à flanc de coteau que lorsqu'on trouve dans l'emplacement choisi des terrasses naturelles facilement abordables, et qu'en thèse générale il vaut mieux s'établir sur un plateau, surtout lorsque celui-ci présente les facilités nécessaires pour la décharge naturelle des *tailings*.

Dans le cas où le terrain ne permet pas d'établir des gradins destinés à supporter les appareils, on fait reposer ces derniers sur des charpentes étagées, et c'est là la disposition généralement adoptée. Nous y trouvons l'inconvénient de placer au sommet d'une charpente élevée le concasseur, appareil qui, par la nature de son travail, produit de violents ébranlements. Or ces ébranlements

obligent à donner aux pièces de bois des équarrissages exceptionnels, et à les armer fortement par des tirants en fer; ils se communiquent, en outre, à la charpente de la batterie proprement dite et contribuent à augmenter le jeu de ses organes.

Aussi peut-on se demander s'il ne vaudrait pas mieux prendre le parti d'établir le *crusher* au niveau des batteries, et de relever le minerai, à l'aide de chaînes à godets, dans les réservoirs d'alimentation. La dépense d'installation de ces élévateurs serait certainement inférieure à celle des énormes charpentes habituellement employées; si l'on considère, d'autre part, que la hauteur du bâtiment serait alors fixée par le sommet de la batterie elle-même, et qu'elle serait, par suite, réduite de près de moitié, on est amené à conclure que ces économies compenseraient, et au delà, la faible dépense de force nécessaire pour faire mouvoir les élévateurs.

## B. ÉTUDE DÉTAILLÉE DE L'INSTALLATION D'UN MOULIN

### α. APPAREILS DE BROyage. — CONCASSAGE ET BOCARDAGE.

**Concasseurs.** — Nous avons vu que le broyage comprenait deux phases :

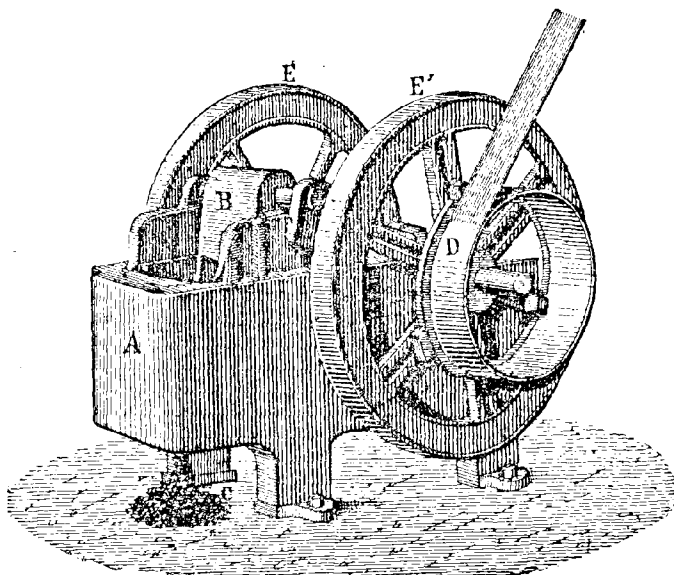


Fig. 48.

le concassage grossier et la pulvérisation définitive. La première de ces deux opérations s'effectue à l'aide d'un concasseur à mâchoires; le type le plus

habituellement employé est le *concasseur Blake*, dont la figure ci-contre (fig. 48) indique la disposition universellement connue.

Le mouvement des mâchoires est obtenu à l'aide d'une bielle et d'un excentrique, mis en mouvement par un arbre équilibré par deux puissants volants, E, E', et recevant son action de la machine à vapeur à l'aide d'une forte courroie, D. Le quartz est introduit par le haut entre les deux joues (*jaws*), A et B, dont l'une est en constante motion mécanique; toutes deux convergent vers la base, de sorte que les fragments de quartz, à mesure qu'ils se brisent, tombent sur le sol à la dimension déterminée par l'écartement des mâchoires.

**Bocards.** — Le bocardage, dans les moulins californiens, s'effectue à l'aide de pilons (*stamps*).

Le pilon consiste en une tige ou flèche (*stem*), un taquet (*tappet*), une tête (*head*) et un sabot (*shoe*); il travaille sur un dé (*die*), dans un mortier (*mortar*). Il est soulevé par une came (*cam*) dont l'arbre est supporté par un bâti en bois.

L'ensemble de plusieurs pilons, se mouvant dans le même mortier, compose une *batterie* dont nous décrirons en détail chacune des parties constitutives.

Nous dirons d'abord, d'une manière générale, que la différence caractéristique entre l'ancien bocard européen et le moulin californien consiste en ce que toutes les parties essentielles de ce dernier peuvent se remplacer et sont toujours construites en fer, en fonte ou en acier; en outre, le pilon californien diffère du pilon *Gallois* en ce que sa tige est cylindrique et que, par suite d'une disposition spéciale, le pilon tout entier fait, à chaque coup, un certain tour sur lui-même.

**Fondations.** — Les fondations sont la partie la plus importante de la construction, car c'est surtout d'elles que dépend l'efficacité d'une batterie. Toutes les fois que, par des raisons d'économie, ou par manque de soins, ce travail est mal exécuté, les batteries ne peuvent marcher à une vitesse convenable sans se disloquer, tandis que si l'on prend toutes les précautions nécessaires pour qu'il soit exécuté avec soin, l'effet utile des pilons est considérable et les bocards peuvent travailler pendant une longue période sans qu'un seul de leurs organes soit brisé.

On pourrait citer, en Californie et dans le Nevada, des moulins ayant coûté des sommes considérables dans lesquels, par suite de la mauvaise construction des fondations et de la mauvaise combinaison des armatures, une grande partie de la force est simplement employée à ébranler les pièces, au grand détriment du travail utile et au prix de constantes réparations.

Pour établir les fondations, il faut d'abord enlever la terre jusqu'à la roche solide qui doit être soigneusement dressée et nivelée, chaque fois que le moulin est situé dans une partie du terrain où cette roche n'est pas à nu. Si l'aire qui constitue le *mill-site* a été, comme c'est souvent le cas, obtenue par l'établissement d'une plate-forme sur le flanc d'une montagne, en faisant sauter la roche à la poudre, la cavité des fondations doit être également creusée par le même procédé, et l'on peut, dans ce cas, se dispenser des murs de soutènement qu'il convient d'élever des deux côtés de la tranchée en terrain meuble

et qui ne doivent pas avoir moins de 2 mètres d'épaisseur. Cette tranchée doit être creusée assez grande pour laisser autour des mortiers un espace de 0<sup>m</sup>,50 environ.

Des blocs de charpente (*mortar-blocks*) de fort échantillon, dressés dans la fosse, servent de support aux mortiers; le plus grand soin doit être apporté à l'équarrissage de ces pièces, toujours choisies dans les meilleurs bois que peut fournir la localité.

On recherchait autrefois pour la confection de ces blocs les pièces de bois du plus gros équarrissage, mais on a reconnu récemment qu'il n'y a pas d'inconvénient à les former de parties boulonnées et même à employer des planches bien choisies, soigneusement juxtaposées, fixées entre elles au moyen de clous et traversées de part en part par des boulons. En tout état de cause, les dimensions des blocs sont, en section horizontale, celles de la base du mortier; en hauteur elles varient de 1<sup>m</sup>,80 à 4 mètres, suivant la profondeur de la fosse sur le fond de laquelle ils reposent, et suivant la hauteur à laquelle on a besoin de placer le mortier au-dessus du niveau du sol. Ces blocs sont soigneusement goudronnés avant leur mise en place.

Pour bien relier entre elles les différentes pièces qui composent chaque bloc et augmenter quelque peu la surface en contact avec le sol, on dispose, à la partie inférieure, deux pièces longitudinales ou semelles, légèrement encastrées des deux côtés du bloc et solidement boulonnées entre elles. Avant de mettre le bloc en place, on garnit le fond de la fosse avec du sable bien lavé, damé, et soigneusement nivelé. On suspend alors le bloc au-dessus de la fosse et on le descend lentement en le maintenant aussi d'aplomb que possible. Lorsque, comme c'est généralement le cas, le moulin comporte plusieurs batterie alignées, on place successivement tous les blocs et l'on rectifie au cordeau leur alignement; puis on remplit le vide laissé dans la fosse autour des blocs, par du sable ou par de la terre ajoutée par petites couches et damée simultanément tout autour du bloc pour éviter d'en déranger l'aplomb. La face supérieure de chaque bloc est alors dressée de telle sorte que toutes les faces se trouvent dans le même plan horizontal.

**Bâti.** — Une fois les blocs des mortiers ainsi fixés, on procède à la mise en place de la charpente qui doit supporter l'arbre à cames et les guides des tiges des pilons. En général, les montants reposent sur des semelles qui sont perpendiculaires à la direction de l'arbre à cames; ces semelles reposent elles-mêmes sur des semelles longitudinales de fondation dont le nombre et la dimension varient avec la nature du sol sur lequel on se trouve et avec le dispositif des charpentes accessoires qu'elles doivent également supporter. Suivant que l'arbre moteur principal se trouve placé en avant ou en arrière des batteries, on arrive à neutraliser l'effort produit sur les montants par les courroies de transmission, au moyen de contreforts en bois placés en sens inverse de cet effort; ces montants sont toujours accompagnés de tirants en fer permettant de resserrer les joints quand il y a lieu.

Les semelles sur lesquelles reposent les montants et ces montants eux-mêmes ont généralement un équarrissage de 0<sup>m</sup>,50 sur 0<sup>m</sup>,60; la hauteur des mon-



tants, déterminée par la longueur des tiges des pilons à employer, varie de 5 à 6 mètres. Ces pièces sont choisies avec soin et prises dans la meilleure qualité de bois produite dans le pays ; et il en est de même de toutes les pièces qui concourent à la construction de la charpente de la batterie.

Le plus souvent, on dispose les batteries de telle sorte qu'un seul arbre à cames actionne les pilons de 2 mortiers ; cet arbre repose alors sur trois montants qui sont entaillés sur leur face antérieure pour recevoir les paliers. Les trois montants sont reliés par deux entre-toises sur lesquelles se fixent les guides des tiges ; l'entre-toise inférieure est placée à 0<sup>m</sup>,30 au-dessus du mortier et l'entre-toise supérieure vers le sommet des tiges. Lorsqu'on a deux ou plusieurs séries de batteries accouplées, on relie tous les montants par une pièce longitudinale placée au sommet et sur la face antérieure, de façon à ne pas gêner la pose et l'enlèvement des tiges.

Tous les assemblages des pièces composant la charpente d'une batterie sont faits très soigneusement à tenons avec embrèvements, et l'on doit disposer, en correspondance avec chacun d'eux, des séries de forts boulons de serrage destinés à remédier au jeu qui se produit toujours par l'effet des chocs répétés des pilons.

**Mortiers.** — Le bâti terminé, on procède à la mise en place des mortiers qui doivent reposer sur les blocs de fondation (*mortar-blocks*). On interpose entre la face dressée des blocs et la partie inférieure des mortiers, également dressée, soit des couvertures de feutre, soit une feuille épaisse de caoutchouc spécial ; cette garniture a pour but d'assurer le contact uniforme des deux faces et d'empêcher le sable de se glisser dans le joint lorsqu'un peu de jeu vient à se produire, ce qui déplacerait l'aplomb des mortiers. On ne saurait trop prendre de précautions pour éviter les vibrations de la batterie.

Les mortiers sont reliés aux blocs au moyen de forts boulons noyés dans les blocs, ayant 0<sup>m</sup>,035 de diamètre et environ 1 mètre de longueur. Suivant la dimension du mortier, ces boulons sont au nombre de 3 ou de 4 sur chaque face. La partie inférieure du boulon est logée dans une cavité taillée dans la face du bloc et y est retenue par une clef et une rondelle ; l'écrou de serrage se trouve à la partie supérieure du boulon et repose sur le rebord que présente la semelle du mortier.

Il existe une grande variété de formes, de dimensions et de modes de construction pour les mortiers. La description détaillée de tous les types en usage ne présente guère qu'un intérêt rétrospectif, car on paraît avoir reconnu la supériorité d'un petit nombre de modèles, seuls construits actuellement. Parmi ces derniers nous choisirons, pour en donner une description complète, le mortier des moulins à or des Black-Hills, nous réservant de faire ressortir ultérieurement les modifications entraînées par les circonstances locales ou par le mode de travail adopté.

En principe, le broyage des quartz aurifères se fait toujours à l'eau, différant en cela du broyage des minerais d'argent que l'on pulvérise souvent à sec, à cause des traitements ultérieurs qu'il y a lieu de faire subir à ces minerais ; de plus, il paraît reconnu qu'il y a avantage, ainsi que nous l'établi-

rons dans la discussion du traitement, à procéder à l'amalgamation dans la batterie elle-même et à y retenir autant que possible l'amalgame produit. Le modèle que nous allons décrire a été établi pour exécuter le travail dans la double condition d'un broyage à l'eau et d'une amalgamation à l'intérieur de la batterie.

Le mortier des Black-Hills, destiné à recevoir une batterie de cinq pilons, est en fonte venue d'une seule pièce; sa longueur extérieure est de 1<sup>m</sup>,40, sa hauteur de 1<sup>m</sup>,20; la largeur extérieure à la base comme au sommet est de 0<sup>m</sup>,40. L'épaisseur de la fonte est de 0<sup>m</sup>,15 à la base, et de 0<sup>m</sup>,055 sur les côtés.

Un pareil mortier pèse environ 2.700 kilos.

Les deux faces antérieure et postérieure du mortier présentent des saillies; la première est destinée à loger la grille par laquelle se fait l'évacuation de la *pulpe*; dans la seconde est ménagée la rainure de 0<sup>m</sup>,10 de largeur qui occupe toute la longueur de la batterie et permet l'introduction du minerai.

Le croquis ci-dessous (fig. 49) donne la coupe du mortier.

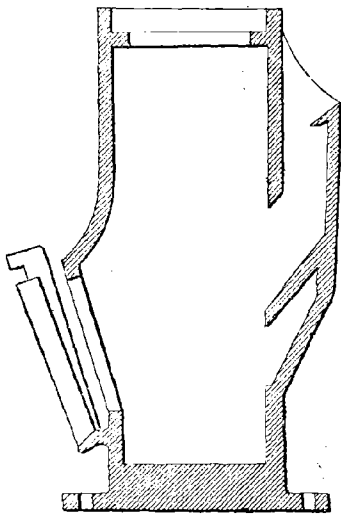


Fig. 49.

**Dés.** — Pour parer à l'usure produite par le choc réitéré du pilon, on garnit le fond du mortier de pièces mobiles cylindriques, appelées dés (*dies*), au nombre de cinq, dont les embases carrées, en se juxtaposant, remplissent à peu près exactement la cavité rectangulaire que présente le fond du mortier. Ces pièces sont en fonte dure et parfois en acier (fig. 50).

Les angles des embases carrées sont abattus de façon à permettre l'introduction d'un levier pour les retirer lorsqu'il y a lieu. Le diamètre de la partie cylindrique est le même que celui des sabots des pilons; dans le cas du modèle que nous décrivons, ce diamètre est de 0<sup>m</sup>,25, la hauteur de l'embase est de 0<sup>m</sup>,055 et la hauteur totale est de 0<sup>m</sup>,20 environ.

L'usage des dés en *acier chromé* commence à se répandre aux États-Unis ; leur durée, beaucoup plus considérable que celle des dés en fonte dure spéciale, les rend très économiques, surtout dans les localités éloignées, où le transport est un élément important du prix de revient des matériaux. De plus, leur usure

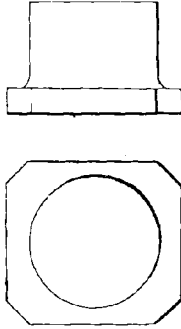


Fig. 50.

lente rend plus régulière la marche des pilons et diminue les temps d'arrêt nécessités par le réglage des taquets. Enfin, ces dés permettent de conserver plus longtemps la distance convenable entre leur face supérieure et la base de la grille, favorisant ainsi, comme on le verra plus loin, l'évacuation de la pulpe et, par suite, le débit de la batterie.

**Grille.** — La grille occupe toute la face antérieure du mortier. Le cadre en bois qui la porte est placé dans les rainures de la saillie en fonte ménagée dans le mortier et il vient s'ajuster à rainure et languette sur la pièce de bois qui porte l'une des plaques amalgamées.

La hauteur de la grille est de 0<sup>m</sup>,25 à 0<sup>m</sup>,30. Elle est inclinée d'environ 10° sur la verticale, pour faciliter l'évacuation de la *pulpe* projetée sur elle par le mouvement des pilons.

En Amérique, on emploie, pour la confection des grilles, soit des tôles au bois, soit des tôles d'acier perforées, d'excellente qualité, ayant environ 1 millimètre d'épaisseur. Les trous sont ronds ou rectangulaires et nous examinerons, en décrivant le travail, la forme et les dimensions qu'il y a lieu de préférer pour les orifices.

En Australie, on fait souvent usage de feuilles de cuivre perforées ; enfin, dans certains cas, on emploie des toiles métalliques de cuivre ou d'acier.

Pendant le travail, pour éviter les projections d'eau par la partie supérieure, celle-ci est fermée au moyen de planches à travers lesquelles passent les tiges des pilons.

**Pilon.** — Ainsi que nous l'avons déjà dit, le pilon se compose : d'une tige ; d'une tête, placée à la partie inférieure de la tige et munie d'un sabot mobile qui reçoit la force du coup et s'use pendant le travail, enfin d'un collier ou taquet annulaire par l'intermédiaire duquel la came de l'arbre moteur soulève le

pilon. Les différentes pièces du pilon sont représentées dans les croquis ci-après, fig. 51.

La tige, a, est une barre ronde en fer forgé de 0<sup>m</sup>,08 de diamètre, tournée sur toute sa longueur qui est de 3<sup>m</sup>,60. Ses deux extrémités, sur une longueur de 0<sup>m</sup>,15 à 0<sup>m</sup>,20, sont légèrement coniques, de façon à s'adapter exactement dans le trou conique (pente de 1 sur 20) ménagé à la partie correspondante de la tête. Autrefois, la partie inférieure de la tige avait seule cette forme conique; mais, comme on a remarqué que la plupart des tiges se brisaient tout près de la tête, on a, dans le dispositif actuel, la facilité de retourner la tige au lieu de la remplacer.

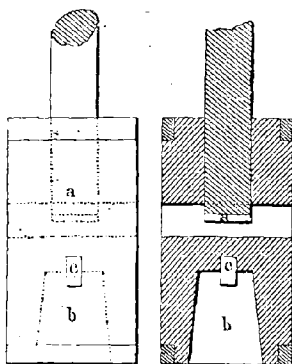


Fig. 51.

La tête est en fonte dure, de forme cylindrique, avec un diamètre de 0<sup>m</sup>,25; sa hauteur est de 0<sup>m</sup>,50. A chaque bout, on place, à chaud, une frette en fer forgé pour empêcher la tête de se fendre sous l'effort des parties coniques de la tige et du sabot. La section transversale de ces frettes est un rectangle de 0<sup>m</sup>,025 sur 0<sup>m</sup>,050. A la partie inférieure de la tête est ménagé un trou conique brut de fonte, b, destiné à recevoir la saillie du sabot.

Vers le fond de chacun des trous coniques qui reçoivent, l'un la tige, l'autre le sabot, est pratiquée une mortaise qui traverse intérieurement la tête, de façon à permettre l'introduction d'une clef en acier, destinée à chasser ces organes en cas de bris ou d'usure.

Une tête ainsi construite se brise très rarement et on considère pratiquement sa durée comme indéfinie.

Le sabot (fig. 52) est une pièce cylindrique en fonte dure ou en acier, portant, sur sa face supérieure, une partie conique (pente de 1/8) destinée à s'enchaîner dans la base de la tête.

Le diamètre du sabot est le même que celui de la tête, soit 0<sup>m</sup>,25, et sa hauteur est de 0<sup>m</sup>,15 à 0<sup>m</sup>,20; la partie conique du sabot a un diamètre de 0<sup>m</sup>,12, à sa base, et sa hauteur est également de 0<sup>m</sup>,12; cette partie entre dans le trou correspondant de la tête, avec un jeu de 0<sup>m</sup>,006. Pour fixer le sabot à la tête, on a recours à un artifice, à la fois très simple et très efficace, qui consiste à

placer, sur le pourtour du cône, de petites lattes de bois de sapin de 0<sup>m</sup>,006 d'épaisseur sur 0<sup>m</sup>,015 de largeur que l'on maintient provisoirement en place au moyen d'une ficelle. On place le sabot ainsi garni sur le dé correspondant et on laisse tomber la tige et la tête préalablement emboîtées; on fait battre ensuite quelques coups au pilon, de façon à produire l'enchâssement complet. Lorsque plus tard, dans le travail, on introduit de l'eau dans la batterie, le bois se gonfle, ce qui produit une adhérence parfaite des deux organes.

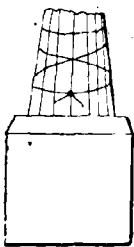


Fig. 52.

Le *taquet* est un manchon en fonte, solidement fixé vers la partie supérieure de la tige, pour entraîner avec lui le pilon entier dans le mouvement ascensionnel qu'il reçoit sous l'action de la came; on obtient l'adhérence suffisante de cette pièce et de la tige, tout en laissant une grande facilité pour le déplacement du taquet le long de cette dernière, en employant la disposition spéciale connue en Amérique sous le nom de *Gib-taquet*; le taquet a, dans ce cas, la forme générale indiquée sur le croquis suivant.

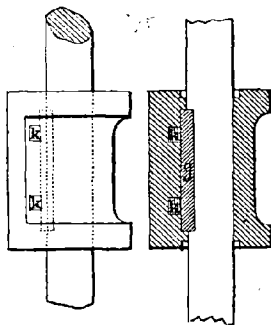


Fig. 53.

La pièce spéciale (g) appelée *Gib*, dont la largeur est de 0<sup>m</sup>,05 et dont la longueur est presque égale à celle du taquet, a l'une de ses faces planes, tandis que la face opposée est une portion de cylindre de même courbure que la tige du pilon. Cette pièce se loge dans une cavité venue de fonte dans le taquet; on l'y place avant d'introduire la tige dans ce dernier, puis, au moyen de deux clefs d'acier,

k, qui agissent sur la face plane de ce *Gib*, on opère le serrage, qui est très effectif en raison de la large surface de contact. Pour déplacer le taquet sur la tige, dans le but de faire varier, suivant les besoins, la hauteur de chute du pilon, il suffit de chasser ces clefs et de les resserrer lorsque la position du taquet a été réglée de nouveau.

Les deux faces horizontales du taquet sont tournées avec soin et peuvent indifféremment servir à recevoir l'action de la came. Comme l'usure ne se produit pas tout près de la tige, la came étant maintenue à quelques millimètres de distance, on ménage un épaulement en creux autour de l'orifice central pour éviter la formation, par voie d'usure, d'un bourrelet qui augmenterait le frottement contre la came.

Le poids total du pilon est de 380 kilos, ainsi répartis :

Tige. . . . .	180 <sup>kg.</sup>
Tête. . . . .	90
Sabot. . . . .	70
Taquet. . . . .	40
	<hr/>
	380 <sup>kg.</sup>

**Guides.** — Les tiges des pilons sont guidées, dans leur mouvement vertical alternatif, au moyen de pièces de bois dur (fig. 54) fixées par des boulons sur les entretoises du bâti dont nous avons parlé précédemment.

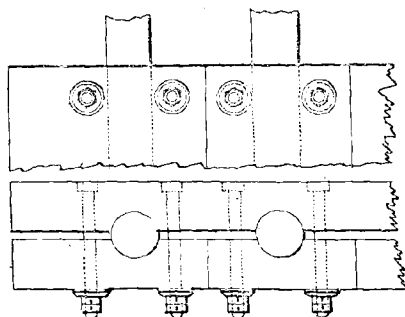


Fig. 54.

Ces guides, éloignés l'un de l'autre de 1<sup>m</sup>,80, sont à égale distance de l'arbre à cames; ils sont formés, dans le moulin particulier que nous décrivons, de deux parties que l'on peut serrer au fur et à mesure de l'usure, au moyen des boulons qui les rattachent à l'entretoise. Des coins verticaux, intercalés entre ces deux pièces dans les intervalles des pilons, permettent de serrer à fond, tout en laissant les tiges glisser à frottement doux. Le frottement est d'ailleurs atténué par l'emploi d'une graisse appropriée ou de mélasse.

Dans certains moulins, on avait cru préférable d'employer des guides en fer avec garniture de métal *anti-friction* (Bronzes spéciaux, *métal Babitt*), mais

l'interposition des poussières quartzeuses du moulin produisait une usure si rapide de ces tiges que l'on a dû y renoncer. Dans d'autres cas, pour parer à l'usure inégale des différents trous des guides, on a divisé en sections l'une des moitiés du guide, chaque section pouvant être serrée individuellement; enfin la méthode que nous croyons préférable consiste à faire le corps des guides d'une seule pièce et à y placer de véritables coussinets, également en bois dur, dont les faces extérieures, taillées en coin, permettent un serrage facile des deux côtés de la tige. La hauteur des guides est de 0<sup>m</sup>,25 à 0<sup>m</sup>,30; leur disposition est indiquée ci-dessus.

**Cames.** — On emploie généralement aujourd'hui des cames doubles qui permettent d'obtenir un nombre convenable de coups de pilons par minute, sans qu'il soit nécessaire d'augmenter la vitesse du moteur.

La came se compose d'un moyeu en fonte d'excellente qualité, avec deux bras venus d'une seule pièce; ces bras sont diamétralement opposés et placés à l'une des extrémités du moyeu, l'autre extrémité étant garnie d'une frette en fer forgé posée à chaud. Cette disposition des bras sur le moyeu permet de placer l'arbre et les cames très près des tiges des pilons.

La courbe des cames est toujours la *développante* d'un cercle dont le rayon est égal à la distance horizontale entre l'axe de l'arbre à cames et la ligne d'axe des pilons. Pour tracer la courbe de la came, on *développe* la portion de cette circonférence dont la longueur est égale à la plus grande chute que l'on veut pouvoir produire, c'est-à-dire, en général, à 0<sup>m</sup>,25. La courbure de la came est modifiée à son extrémité et remplacée, sur les dix derniers centimètres, par un arc de cercle ayant pour centre le centre même du moyeu; cette disposition a pour but de réduire le frottement sur le taquet et, par suite, l'usure des organes en contact, à l'extrémité de la course. Le tracé de la came étant basé sur la distance entre l'arbre à cames et les tiges des pilons, il est important, dans le montage de la batterie, de tenir compte de cette distance; elle doit d'ailleurs être toujours aussi faible que possible, de manière à diminuer le choc au moment où la came vient en contact avec le taquet. Pendant le soulèvement du taquet par la came, l'adhérence de ces deux organes produit un mouvement de rotation du pilon autour de son axe, et l'on sait que cette rotation provoque une usure plus uniforme des sabots et des dés.

Le diamètre du moyeu est déterminé par celui de l'arbre à came sur lequel le moyeu est fixé par une clavette; le diamètre de l'arbre étant de 0<sup>m</sup>,125, le moyeu a un diamètre de 0<sup>m</sup>,30 sur 0<sup>m</sup>,25 de longueur; les bras ont une section transversale en forme de T, et la face de contact a une largeur de 0<sup>m</sup>,05.

L'arbre à cames dessert, dans l'exemple choisi, deux batteries de cinq pilons et repose, en conséquence, sur trois paliers; à l'une de ses extrémités est clavetée la poulie sur laquelle passe la courroie qui lui transmet le mouvement de l'arbre moteur principal; l'autre extrémité de l'arbre reçoit un collier, formant épaulement contre le palier et empêchant le déplacement latéral.

**Supports (*fingers*).** — Enfin, pour compléter la batterie, on dispose, en arrière des pilons, des supports ou doigts (*fingers, drops*) en bois dur, destinés à maintenir

les pilons suspendus à l'intérieur du mortier en cas de nettoyage ou de réparation. Ces pièces de bois, à section carrée d'environ 0<sup>m</sup>,08 de côté, sont encastées, à leur extrémité inférieure, dans des pièces de fonte dont la base demi-cylindrique repose sur un arbre en fer de 0<sup>m</sup>,075 de diamètre, supporté entre les montants de la batterie. Cette disposition permet de les incliner en arrière pendant la marche par un mouvement de bascule et de les ramener sous le taquet quand il y a lieu de suspendre le pilon correspondant. Pour suspendre un pilon, on emploie un long coin en bois dur, garni de cuir, que l'on interpose entre la came et le taquet, de façon à soulever ce dernier plus haut que de coutume; on avance alors le support sur lequel le taquet vient retomber lorsque la came l'abandonne. La longueur du doigt est telle que le taquet ainsi supporté n'est plus touché par la came dans sa rotation; une opération analogue permet de dégager le doigt et de remettre le pilon en marche.

#### b. APPAREILS D'AMALGAMATION

L'amalgamation s'effectue en partie à l'intérieur, en partie à l'extérieur de la batterie, au moyen de plaques amalgamées, dont nous allons décrire l'agencement.

**Plaques d'amalgamation intérieures.** — A l'intérieur du mortier sont adaptées deux plaques de cuivre amalgamé, destinées à retenir une grande partie de l'amalgame produit dans la batterie. L'une de ces plaques, de 0<sup>m</sup>,25 de hauteur environ, est fixée au moyen de boulons contre la face postérieure du mortier et occupe toute la longueur de ce dernier. Elle est placée entièrement au-dessus de la face supérieure des dés et est protégée contre l'action du minéral descendant par un rebord oblique, prolongation de la paroi postérieure de la rainure et venue de fonte avec le mortier.

La plaque amalgamée antérieure est fixée contre une pièce de bois taillée en biseau sur sa face intérieure et placée au fond des rainures de la grille; on interpose des bandes de couvertures de laine entre cette pièce de bois et la fonte pour rendre le joint étanche. La plaque amalgamée n'a guère que 0<sup>m</sup>,12 de hauteur et elle descend, comme la précédente, jusqu'au niveau que le minéral solide doit occuper en bonne marche, c'est-à-dire jusqu'à 0<sup>m</sup>,025 à 0<sup>m</sup>,050 au-dessus de la face supérieure des dés.

**Plaques d'amalgamation extérieures.** — A sa sortie de la batterie, la pulpe passe sur une plaque d'amalgamation inclinée dont la largeur est celle du mortier lui-même, soit 1<sup>m</sup>,40, et dont la longueur est de 2<sup>m</sup>,40. — Cette plaque est une feuille de cuivre de 0<sup>m</sup>,003 d'épaisseur, argentée sur l'une de ses faces, puis amalgamée ainsi que nous le décrivons ultérieurement. Cette feuille repose sur une table en bois bien dressée et munie de rebords latéraux. Pour rendre étanches les joints de la plaque et de ces rebords, on fixe, sur ces derniers, de petits tasseaux en bois qui maintiennent en même temps la plaque





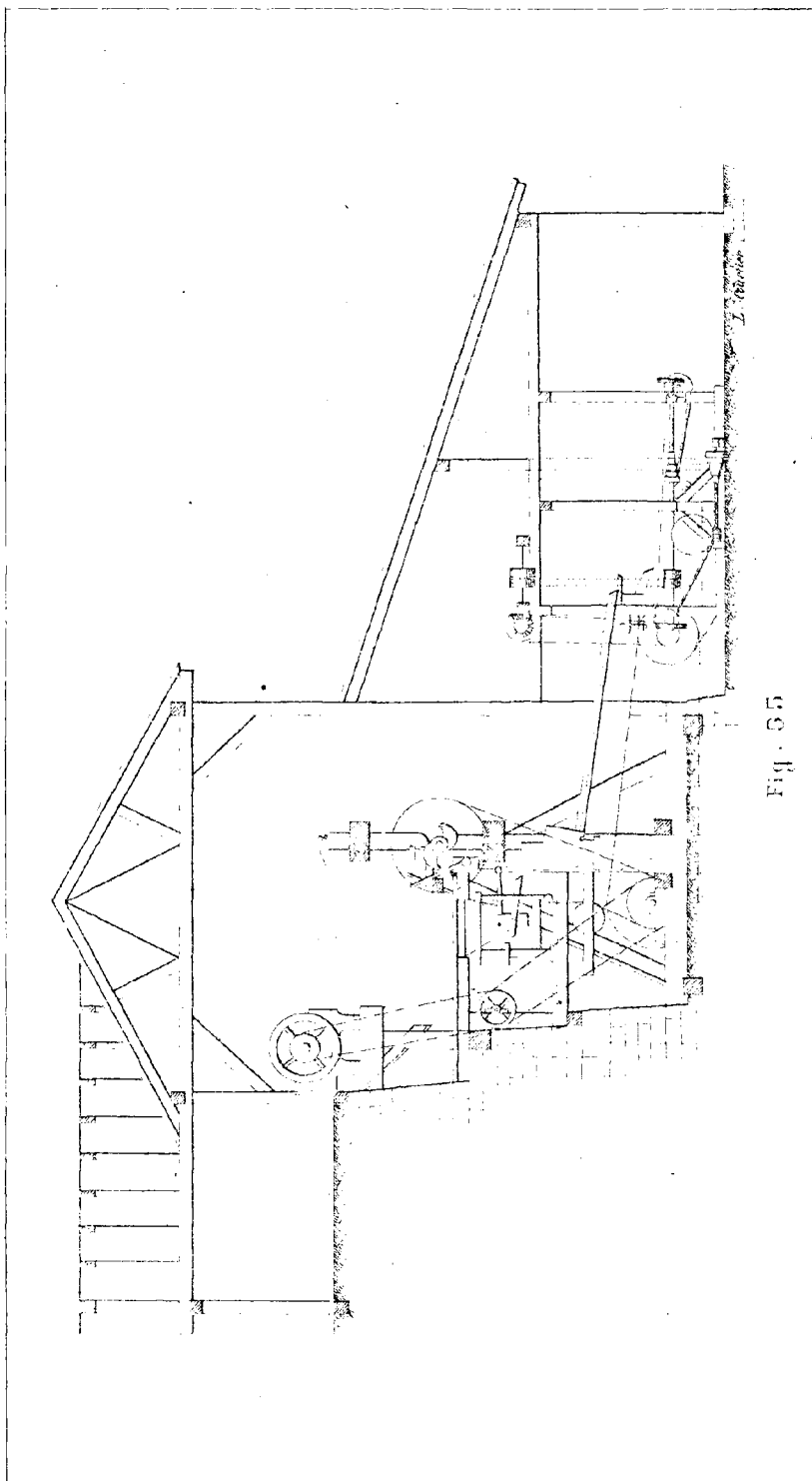


Fig. 65

L. BOUILLON. PARIS

en position. On fait également un joint étanche en bois entre la plaque de cuivre et le rebord de la saillie du mortier.

**Distribution de l'eau.** — Pour compléter la description des différentes parties de la batterie, il nous reste à parler de la distribution de l'eau. La conduite principale est en fer étiré de 0<sup>m</sup>,10 de diamètre et occupe toute la longueur des batteries en avant des blocs des mortiers; au milieu de chaque groupe de 10 pilons, commandés par un même arbre à came, s'élève un branchement qui alimente deux tuyaux horizontaux, courant chacun au-dessus d'un mortier. Chacun de ces tuyaux porte 5 ajutages, un en face de chaque pilon. L'eau est introduite dans le mortier par les ouvertures du couvercle en bois qui laissent passer les tiges des pilons. Des robinets sont disposés sur ces tuyaux de manière à régler l'alimentation et à la suspendre, à volonté, dans l'un ou l'autre des mortiers, ou dans les cinq à la fois.

**Disposition d'ensemble des appareils.** — Tous les organes que nous venons de décrire sont indiqués Pl. XIX et Pl. XX. La figure 55 reproduit la disposition générale d'un moulin à or du type le plus récent et l'on y remarque l'installation des appareils de concentration à la suite des plaques d'amalgamation. Le concentrateur figuré dans le croquis est le *Frue-vanner*, dont nous décrirons ultérieurement la construction et le mode de travail. La figure 58 permet la comparaison entre le type actuel et les bocards d'autrefois.

### C. CONDUITE DU TRAVAIL DANS LES MOULINS A OR

**Concassage.** — Le quartz aurifère arrivant de la mine en blocs plus ou moins gros, suivant la dureté et la fissilité du minerai, n'est jamais concassé à la main et l'une des annexes essentielles du moulin est, ainsi que nous l'avons déjà dit, le concasseur (*crusher*).

Le concasseur système Blake (*Blake-crusher*), ou concasseur à mâchoires, est le système le plus employé aux États-Unis dans les moulins à or. Le concasseur *Dodge*, qui fournit des fragments d'une grosseur plus uniforme, est surtout employé dans les *préparations mécaniques* des minerais.

Un concasseur moyen suffit au service de 4 batteries de 5 pilons tout en ne travaillant que pendant 10 ou 12 heures. Un seul ouvrier est affecté à son service.

**Alimentation de la batterie.** — Le minerai concassé doit être introduit aussi uniformément que possible dans la batterie, de manière à éviter que le sabot ne vienne frapper directement sur le dé, ou que la couche de minerai ne soit trop épaisse et que le choc du pilon ne perde ainsi une grande partie de son efficacité. Il est reconnu que, pour des quartz de dureté moyenne, une épaisseur constante de 0<sup>m</sup>,05 produit le meilleur effet utile. Autrefois, on ali-

mentait à la pelle et l'ouvrier devait se rendre compte, par le son produit, de la bonne marche du travail; aujourd'hui, l'on a presque partout remplacé cette main-d'œuvre coûteuse par des appareils automatiques qui offrent d'ailleurs plus de garantie de régularité. Un des types les plus employés est le *Tulloch's ore-feeder*, représenté par le croquis ci-contre :

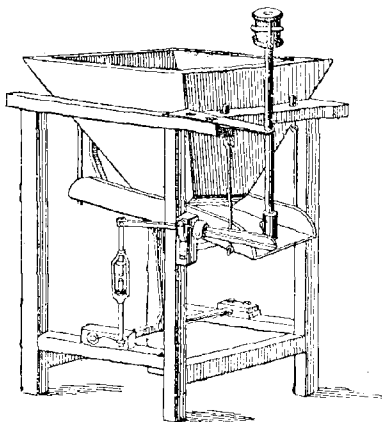


Fig. 59.

Cet appareil consiste essentiellement en une trémie au-dessous de laquelle est placée une feuille de tôle à bords relevés, suspendue, par quatre tirants en fer, au bâti en bois qui supporte la trémie. Cet organe, légèrement incliné d'arrière en avant, reçoit, par un système de leviers, une secousse brusque en arrière, lorsque le pilon central du mortier vient à frapper, par l'intermédiaire de son taquet, sur une tige verticale munie d'un tampon en caoutchouc pour adoucir le choc. Un demi-ressort de voiture, fixé à l'arrière de la plaque de tôle, renvoie celle-ci en avant, immédiatement après le choc, et lui donne ainsi un mouvement saccadé qui produit la décharge lente et régulière du minerai dans la batterie. Des écrous de serrage permettent de régler le jeu de cet appareil; comme, d'ailleurs, l'action est produite par la chute même du pilon, il en résulte que, chaque fois que la couche de minerai devient trop épaisse sur le dé, le pilon ne descend plus assez bas pour frapper la tige du *feeder* et l'alimentation est naturellement suspendue jusqu'à ce que la couche de minerai soit réduite à l'épaisseur qu'elle doit avoir pour la bonne marche.

**Mise en marche des pilons.** — Les pilons, préalablement suspendus au moyen des *doigts* en bois, sont successivement mis en mouvement aussitôt que le mortier est suffisamment fourni de minerai.

Les cames d'un même mortier doivent être disposées, sur leur arbre, de façon à faire battre successivement les pilons, car leur soulèvement simultané surchargerait le moteur et, de plus, leur chute ébranlerait le bâti et briserait les grilles. Le système qui consisterait à les soulever dans leur ordre numérique



Fig. 56

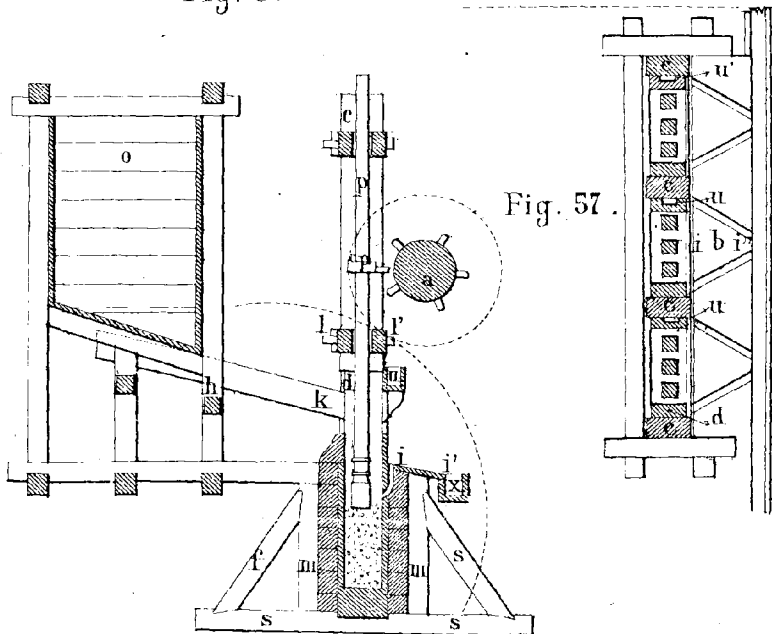
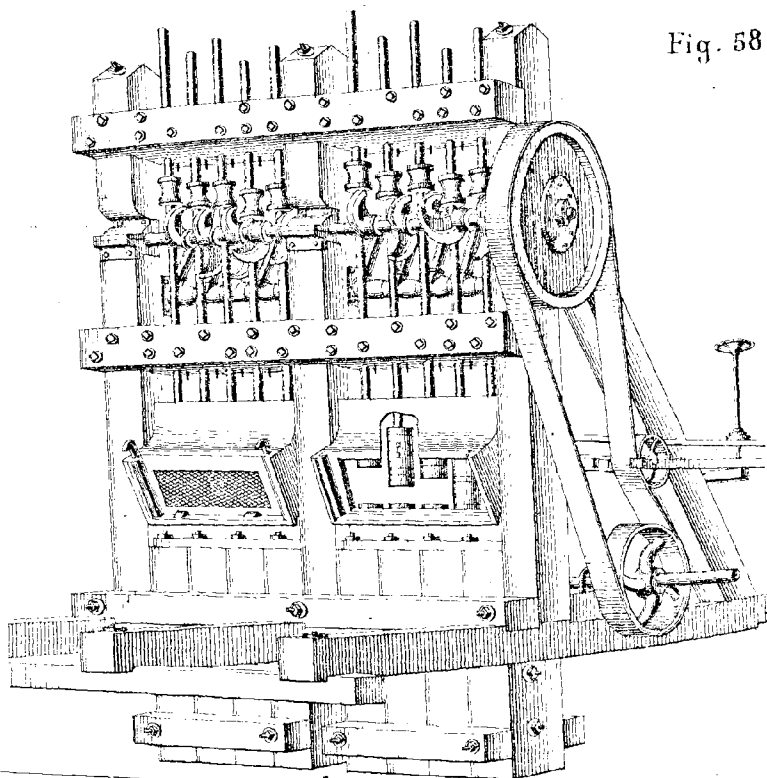


Fig. 58



aurait pour inconvénient de chasser le minerai à l'un des bouts du mortier et de faire exécuter presque tout le travail par le dernier pilon. Plusieurs combinaisons ont été successivement en faveur; on donne aujourd'hui la préférence à la combinaison 3 4 2 1 5, qui produit une égale répartition du minerai sous les pilons et qui entretient la *pulpe* en mouvement régulier, avec une décharge à peu près uniforme sur toute la largeur de la grille.

**Introduction de l'eau dans la batterie.** — L'eau est admise dans la batterie en même temps que le minerai. Sa proportion ne peut être fixée que par l'expérience; elle dépend de la nature du minerai et de l'état auquel on doit amener la pulpe pour satisfaire aux conditions diverses exigées par l'amalgamation et la concentration qui suivent le broyage.

Pour fixer les idées, nous dirons qu'en moyenne on emploie de 6 à 7 litres d'eau par minute et par flèche.

Dans les pays froids, cette eau doit être autant que possible portée à une température égale ou supérieure à 15°, au moyen d'une injection de vapeur dans le réservoir général de la batterie, car l'amalgamation devient de plus en plus difficile au-dessous de cette température.

**Introduction du mercure.** — Le mercure est introduit par la même rainure que le minerai, et il est réparti sur toute la longueur de la batterie; en principe, il vaut mieux que cette introduction ait lieu fréquemment, par petites quantités, soit environ toutes les demi-heures. La quantité de mercure nécessaire dépend de la richesse du minerai en or et en argent, l'amalgame d'or pur renfermant théoriquement à peu près 50 pour 100 du métal précieux, tandis que celui d'argent en contient seulement 20 pour 100 environ.

Dans la pratique, il faut fournir un excès de mercure pour former l'amalgame et le rassembler; aussi, en tenant compte des pertes, peut-on admettre qu'il faut verser, dans la batterie, environ 5 fois la quantité de mercure strictement nécessaire pour amalgamer l'or et l'argent contenus dans le minerai. — D'ailleurs, on est parfaitement guidé, à cet égard, pendant la marche, par l'aspect des plaques extérieures d'amalgamation. Lorsqu'il est nécessaire d'ajouter du mercure, l'amalgame qui recouvre ces plaques se durcit et prend un aspect sec caractéristique; au contraire, si l'on a ajouté trop de mercure, celui-ci coule pour ainsi dire sur la surface des plaques, et peut occasionner des pertes par entraînement. Un ouvrier *amalgamateur* expérimenté règle, avec une grande précision, d'après l'aspect des plaques, la quantité de mercure à introduire. Pour donner une idée de cette quantité, nous dirons que, pour des quartz de richesse moyenne, on verse toutes les demi-heures, dans chaque batterie de 5 pilons, avec une petite cuiller en bois, l'équivalent du contenu d'un dé à coudre de mercure.

Le mercure introduit dans la batterie est divisé, par l'action des pilons, en globules qui se répartissent dans la masse en mouvement de la pulpe; ils se trouvent ainsi en contact prolongé avec les métaux précieux séparés de leur gangue et forment l'amalgame dont une grande partie se fixe sur les plaques

intérieures. L'or gros, trop lourd pour être entraîné dans le mouvement de la pulpe, se précipite au fond du mortier en entraînant avec lui une certaine quantité de mercure qui y adhère sans le dissoudre; enfin les particules les plus fines de l'amalgame sont projetées avec la pulpe en dehors des grilles et coulent avec elle sur les plaques extérieures d'amalgamation.

**Fonctionnement des plaques d'amalgamation.** — La pente des plaques d'amalgamation est d'ordinaire réglée à 14 centimètres par mètre, de manière à ce que la pulpe, tout en y séjournant assez longtemps, ne puisse pas s'y déposer; en raison de leur densité, les particules d'amalgame viennent en contact avec la surface amalgamée et y adhèrent, tandis que les autres matières sont entraînées, soit au dehors, soit sur les appareils de concentration.

Pour assurer le bon fonctionnement des plaques d'amalgamation, tant intérieures qu'extérieures, il est nécessaire d'apporter les soins les plus minutieux à leur préparation et à leur entretien. La surface argentée doit, d'abord, être bien nettoyée avec des cendres de bois additionnées d'eau, ou avec une dissolution de cyanure de potassium, pour bien enlever toutes les matières grasses dont la présence doit toujours être évitée avec soin, à cause de l'influence nuisible bien connue qu'elles exercent sur l'amalgamation. On amalgame ensuite les plaques, en répandant du mercure à leur surface et en l'y frottant avec un tampon d'étoupe, jusqu'à ce que cette surface soit unie et brillante.

Les plaques argentées ont l'avantage de rendre cette préparation beaucoup plus facile, car elles dispensent de procéder au décapage préalable du cuivre; de plus, on évite, par leur emploi, l'opération qui consiste à faire adhérer, au début, une certaine quantité d'amalgame d'or ou d'argent sur les plaques de cuivre, condition que l'on a reconnue indispensable pour obtenir un bon fonctionnement de ces plaques.

Les canaux en bois qui reçoivent la décharge des plaques et emmènent la pulpe, soit au dehors, soit aux concentrateurs, ont également quelquefois leur fond garni de plaques pour arrêter les parcelles d'amalgame qui échappent à l'action de la table principale; on dispose, en outre, sur le parcours de la pulpe, des trappes à deux compartiments séparés par une cloison qui n'atteint pas tout à fait le fond et qui, forçant la pulpe à descendre puis à remonter, permet au mercure et à l'amalgame de se déposer en raison de leur densité.

On ne recueille l'amalgame sur les plaques extérieures que lorsque la quantité qui s'y est accumulée devient trop considérable et qu'il y a danger de perte par entraînement; on a remarqué, en effet, que la surface un peu rugueuse et ondulée de l'amalgame a une action plus efficace que la surface lisse des plaques nouvellement nettoyées.

Lorsque le minerai traité est riche, le nettoyage se fait une fois par jour; toutefois, les plaques intérieures sont retirées et nettoyées une fois par semaine seulement. Pour recueillir l'amalgame sur les plaques extérieures, on emploie soit un morceau de cuir épais, soit un morceau de courroie de caoutchouc; quant aux plaques intérieures, l'amalgame, qui peut atteindre par places jusqu'à 0<sup>m</sup>,015, y est parfois si dur qu'il faut employer des grattoirs en acier pour en enlever la plus grande partie; ce qui en reste est amolli par une addi-



tion de mercure et enlevé comme il vient d'être dit pour le nettoyage des plaques extérieures.

**Nettoyage général.** — Une fois par mois, on procède, de la façon suivante, à un nettoyage général du fond des batteries : on arrête l'alimentation de la dernière batterie et, lorsque les pilons sont sur le point de battre sur les dés, on les maintient suspendus au moyen des *doigts* en bois. Les dés sont alors retirés et lavés.

La masse qui se trouve accumulée au fond du mortier est composée de morceaux de quartz de toutes grosseurs, de particules d'amalgame, de gros or imparfaitement amalgamé, de pyrites, etc., formant un ensemble généralement très riche.

Le tout est retiré avec soin et porté dans la batterie n° 1, comme du minerai ordinaire; les dés sont alors replacés et la batterie nettoyée est remise en marche. On procède successivement et de la même façon pour toutes les batteries jusqu'à ce qu'on arrive à la batterie n° 1, dans le mortier de laquelle se trouvent alors concentrées toutes les matières qui ne peuvent s'échapper par les grilles, et que ce nettoyage général a précisément pour but de recueillir.

Ce mode de travail a pour avantage de ne jamais arrêter plus de cinq pilons à la fois dans le moulin, et de réduire à son minimum la quantité de matières accumulées au fond de toutes les batteries, matières qui, en raison de leur nature et de leur richesse, doivent être soumises à un traitement spécial.

Elles sont retirées, dans ce but, du mortier n° 1 et passées avec un courant d'eau sur une sorte de *Rocker* qui, d'une part, élimine par un tamis grossier les gros morceaux de minerai à repasser dans la batterie et qui, d'autre part, permet de recueillir toutes les matières suffisamment broyées pour être soumises à l'action d'une machine spéciale appelée *Clean-up Pan*.

Cette machine, comme tous les *Pans* que nous aurons l'occasion de mentionner en parlant du traitement des minerais complexes d'or et d'argent, se compose d'une cuve en fonte dans laquelle tourne une meule également en fonte. On y introduit la matière avec un excès de mercure qui, à la faveur du contact intime produit par le travail de la machine, entraîne avec lui la presque totalité du métal précieux. Nous ne nous arrêterons pas à décrire le dispositif et le fonctionnement de cet appareil qui n'est qu'accessoire, et dont on peut se dispenser en lavant simplement, à la batée, le résidu des batteries; disons toutefois, que le mercure est retiré du fond de l'appareil par une tubulure latérale, tandis que les matières sableuses sont, après décantation, remises dans la batterie.

Le mercure enrichi est filtré, et l'amalgame est réuni à celui que l'on retire des plaques pour être traité ainsi qu'il est dit ci-après.

**Traitement de l'amalgame.** — Comme on vient de le voir, l'amalgame est finalement recueilli en trois endroits : sur les plaques intérieures, sur les plaques extérieures et dans le fond des mortiers. Les proportions suivant lesquelles il se trouve réparti dans ces trois endroits varient évidemment avec la nature du minerai et l'état de grosseur de l'or. Ainsi, un minerai à or gros

donnera des fonds de mortier très riches, tandis qu'un quartz à or très fin enrichira beaucoup les plaques extérieures. Si l'or contient une forte proportion d'argent, l'amalgame sera plus léger; il aura, par suite, une tendance à être entraîné plus facilement par la pulpe et se déposera sur les plaques extérieures. Néanmoins on peut dire, d'une manière générale, que, dans une batterie bien conduite, la moitié au plus de l'or est recueillie sur les plaques extérieures.

L'amalgame provenant des plaques tant intérieures qu'extérieures est dissous dans un excès de mercure; cela fait, il suffit d'agiter la masse pour que les impuretés, consistant en fragments de quartz et en pyrites mécaniquement interposées, viennent flotter à la surface et soient enlevées.

Le produit de cet écumage (*skimmings*) contient toujours un peu d'amalgame; il est l'objet d'un traitement par fusion au nitre, après un grillage effectué au laboratoire.

Le mercure tenant en dissolution l'amalgame est alors filtré dans un sac conique en forte toile à voiles qui retient la presque totalité de l'amalgame. Le mercure passant au travers du filtre contient des quantités appréciables de métaux précieux; mais, comme il est remis dans la batterie, il n'y a pas lieu de s'en préoccuper.

Vers la fin du filtrage, le sac est tordu et fortement serré, de façon à obtenir, en définitive, un amalgame sec et craquant. Les boules de cet amalgame sont emmagasinées jusqu'à ce qu'elles soient en quantité suffisante pour qu'il y ait lieu de procéder à leur distillation. Cette distillation s'effectue dans des cornues en fonte (*retortes*), ainsi qu'il a été dit au sujet de l'amalgame recueilli dans les placers hydrauliques.

La *tourte* spongieuse obtenue par la distillation est fondue au creuset de plombagine, avec addition de nitre et de fondants, dans le but de scorifier les impuretés ainsi qu'une partie des bas métaux qu'elle renferme; ces bas métaux proviennent, non seulement des composés métalliques existant dans le minerai, mais encore de l'usure des appareils.

Les lingots obtenus dans le traitement des quartz aurifères sont rarement d'un titre aussi élevé que ceux des placers; la proportion d'or fin contenue peut descendre à 55 pour 100 et s'élève rarement au delà de 90 pour 100.

#### D. OBSERVATIONS GÉNÉRALES SUR LE TRAVAIL DES MOULINS A OR

**Usure et accidents.** — D'après la nature même du travail, certains organes sont exposés à une usure considérable, aussi sont-ils disposés de façon à ce que leur remplacement soit facile et rapide. Ainsi, les dés et les sabots en fonte ne durent en moyenne que six semaines; au bout de ce temps, ils sont devenus trop minces et sont exposés à se briser. Les grilles sont généralement hors de service au bout de trois semaines. Les comes, les taquets et les tiges s'usent peu et durent environ trois ou quatre ans; on doit néanmoins avoir des pièces de rechange en cas d'accident. Les accidents, bris de tige et de come, arrivent le plus souvent par négligence, principalement lorsqu'on

laisse battre le sabot sur le dé, ou lorsqu'on laisse retomber sur la came un pilon suspendu par son *doigt* en bois.

L'accident le plus fréquent est le bris d'un sabot trop usé ou de mauvaise qualité; cet accident est d'autant plus à redouter qu'il peut en entraîner un autre, car le pilon peut alors battre sur les débris de fonte, ce qui produit des vibrations susceptibles de briser la tige.

### **Influence des divers dispositifs sur le débit des moulins.**

— Pendant longtemps, les pilons employés dans les différents moulins des États-Unis présentaient de grandes différences sous le rapport du poids, de la hauteur de chute, et du nombre de coups battus par minute; d'autre part, les avis étaient très partagés sur l'efficacité relative des divers types en usage.

Étant données la diversité des minerais traités et l'impossibilité pratique de changer notablement le poids des pilons d'un moulin déterminé, les éléments de comparaison ont toujours été trop incomplets pour permettre de tirer des rares expériences tentées quelques conclusions définitives. Cependant il est à peu près prouvé aujourd'hui que, pour la généralité des quartz aurifères, il y a avantage à employer des pilons lourds (3 à 400 kilogr.) et à les faire battre rapidement (80 à 90 coups par minute) avec une faible chute (0<sup>m</sup>,15 à 0<sup>m</sup>,20). Ces chiffres servent actuellement de base, aux États-Unis, à la construction de la totalité des moulins, et si l'on trouve encore un certain nombre de moulins travaillant dans des conditions très différentes, c'est qu'ils ont été construits à une époque où les points de comparaison faisaient défaut.

La facilité avec laquelle la pulpe peut s'échapper du mortier est un des facteurs les plus importants du débit possible d'une batterie; en effet, on a constaté, par expérience, qu'en remettant dans la batterie la pulpe qui en était sortie, il a fallu presque autant de temps pour l'évacuer à nouveau que lorsqu'on l'avait broyée pour la première fois. On doit donc chercher, d'une part, à augmenter, dans une certaine limite, la surface d'évacuation et, de l'autre, à maintenir les matières broyées en suspension dans l'eau et à favoriser leur projection fréquente et énergique contre les grilles.

Pour satisfaire à la première condition, on a donné à la grille toute la surface disponible sur la partie antérieure du mortier et l'on a placé même, dans certains cas, sur la partie postérieure du mortier une seconde grille au-dessous de la rainure de distribution. Mais cette double décharge complique l'installation des canaux d'écoulement, et son efficacité pratique est encore contestée. Quant à la dimension des orifices, elle doit être basée sur le degré de finesse auquel il est nécessaire de réduire le quartz pour dégager les particules d'or; on ne peut donc donner, à ce sujet, aucune règle générale. Les orifices sont ronds ou rectangulaires et les combinaisons les plus variées ont été successivement adoptées pour leur disposition; malheureusement il n'a pas été fait d'expériences concluantes sur les avantages des divers dispositifs. Il y a, en outre, à tenir compte de la solidité des grilles, et c'est cette considération qui semble faire préférer aujourd'hui les grilles à trous rectangulaires assez largement espacés, bien qu'avec cette disposition la surface des vides soit considérablement réduite.

Le second élément à considérer pour obtenir une décharge maximum est la succession rapide des projections de la pulpe contre la grille : il est dès lors évident qu'il y a avantage à faire battre rapidement les pilons ; comme le quartz est entraîné d'autant plus haut qu'il est plus fin, la grille doit être placée assez haut au-dessus des dès pour ne recevoir que le choc des particules assez fines pour la traverser, et sa hauteur doit être calculée de telle sorte que la pulpe soulevée vienne atteindre son sommet.

Dans une batterie bien disposée et bien conduite, chaque pilon de 400 kilos broie par 24 heures environ 2 tonnes de quartz aurifère de dureté moyenne. Dans les moulins qui traitent des quartz durs et compacts, la quantité broyée ne dépasse pas une tonne par flèche ; enfin, quand le quartz est tendre et friable ou lorsque le minerai aurifère est une roche schisteuse, comme aux *Black-Hills*, on arrive à broyer plus de 3 tonnes par flèche.

Le débit d'une batterie est souvent fortement diminué par la présence d'une trop grande proportion d'argile ; une autre cause de ralentissement du débit est l'accumulation, dans les mortiers, des débris de bois qui se sont accidentellement mélangés au minerai, soit dans la mine même, soit dans les *couloirs* en planches que le minerai parcourt à l'intérieur ou à l'extérieur de la mine ; non seulement ces débris forment sommier sous les pilons, mais ils viennent encore s'appliquer contre les grilles qu'ils obstruent. Leur enlèvement doit se faire au moins une fois par jour.

**Causes de pertes.** — Le traitement des quartz aurifères, comme toutes les opérations métallurgiques, entraîne la perte d'une portion plus ou moins grande du métal à recueillir ; aussi tous les résidus ou *Tailings* des moulins à or présentent-ils aux essais une richesse variable en métal précieux.

Ces pertes sont dues, les unes à l'état chimique et à l'état physique de l'or dans les minerais, les autres à l'imperfection même du broyage.

Pendant longtemps on a méconnu la première de ces deux causes, ne soupçonnant pas que l'or renfermé dans les pyrites qui accompagnent le quartz s'y trouvait fréquemment à un état qui ne lui permettait pas de s'amalgamer sous l'action ordinaire des batteries. Aujourd'hui, ainsi que nous l'avons expliqué, ces sulfures sont toujours *concentrés*, à moins que leur valeur marchande dans le pays où l'on se trouve ne soit inférieure à la richesse qu'ils contiennent, ou que les frais du traitement spécial qu'il faudrait leur faire subir sur place ne dépassent cette même richesse. Grâce aux perfectionnements des appareils en usage, les pertes en sulfures ne dépassent pas 10 pour 100 de la masse des sulfures, et comme ceux-ci ne forment, d'ordinaire, que de 1 à 5 pour 100 du poids total du quartz traité, on peut considérer comme négligeable la perte en or due à la perte des sulfures dans les *tailings*.

Quant aux causes physiques auxquelles on doit attribuer dans la plupart des cas une importance capitale, elles peuvent être rapportées à deux états particuliers de l'or que l'on a désignés sous les noms d'*or flottant* (*Float-gold*) et d'*or rouillé* (*Rusty-gold*). Le premier de ces états est dû à la forme aplatie de particules d'or extrêmement ténues, et les diverses tentatives faites pour retenir ces particules par des moyens mécaniques n'ont donné jusqu'ici aucun résultat

pratique; il faut donc se résigner provisoirement à une certaine perte, lorsque le minerai contient l'or sous cette forme; car la plupart des quartz aurifères présentent cette particularité et de plus, le travail même de la batterie a pour effet de subdiviser et d'aplatir, c'est-à-dire de faire passer à l'état d'or flottant une certaine proportion des particules du métal précieux.

Nous analyserons en détail cette cause de perte et en ferons voir l'importance dans certains cas particuliers, lorsque nous étudierons les perfectionnements très récents introduits dans le travail des quartz aurifères (voir p. 177).

L'or rouillé a été nettement constaté dans les Placers, et comme il échappe à l'action du mercure, à cause de la pellicule qui le recouvre, on a été conduit, par analogie, à attribuer une grande partie des pertes constatées dans le travail des moulins, à un état analogue d'une partie de l'or contenue dans le quartz. Sans nier la présence d'or réellement rouillé dans les quartz aurifères, nous croyons que le contact intime du mercure avec les particules d'or est surtout empêché par des causes accidentelles.

Au nombre de ces causes nous citerons : la présence de matières grasses entraînées par l'eau ou la vapeur, et aussi, comme le prouvent des expériences récentes de Th. Egleston, l'existence, dans les eaux, d'une petite quantité d'hydrogène sulfuré ou de sulfures alcalins. Dans le même ordre d'idées, on a reconnu que les eaux acides et ferrugineuses, telles que celles qui proviennent de l'épuisement des mines, et dont on est obligé de se servir dans quelques pays, exercent une influence funeste sur l'amalgamation. Il en est de même des eaux grasses; aussi remplace-t-on avec succès, depuis quelques années, pour le graissage des flèches, l'huile par la mélasse, dont la chute accidentelle dans la batterie ne produit aucun inconvénient.

Enfin on a aussi invoqué, comme pouvant servir d'explication aux pertes constatées, le fait qu'un morceau d'or pur, battu sur une enclume polie, peut rester très longtemps en contact avec le mercure sans s'amalgamer; nous croyons que les conditions spéciales dans lesquelles s'opère le battage des pilons ne doivent pas permettre d'attribuer une très grande importance à cet écrouissage de l'or, car si l'or est gros, il reste — amalgamé ou non — dans la batterie, et s'il est fin, il se trouve incessamment soustrait par l'interposition des particules de quartz à l'action directe des parties battantes qui pourraient l'écrouir.

Quant aux pertes d'or dues à l'imperfection du broyage, elles ne peuvent être complètement évitées, car il est matériellement impossible de réduire pratiquement la gangue quartzreuse en fragments assez fins pour que la totalité de l'or existant en particules le plus souvent invisibles à l'œil nu soit mécaniquement séparé de la gangue; chaque grain de quartz entraîne ainsi non seulement l'or qui est dans son intérieur, mais même celui qui peut rester à sa surface en grains appréciables.

En définitive, l'on peut admettre que, dans le traitement d'un quartz aurifère pratiqué dans les moulins que nous avons décrits, le jeu régulier des appareils, fonctionnant dans de bonnes conditions de travail et opérant sur des quartz de teneur et de qualité moyennes, permet de retirer 80 à 85 et au maximum 90

pour 100 du métal précieux accusé par les essais et par conséquent contenu, soit à l'état d'or libre, soit dans les sulfures.

La *perte de mercure* dans les moulins à or est bien inférieure à celle qui a lieu dans le traitement de l'argent par amalgamation, et cela à cause de la petite quantité de métal employée et de la simplicité relative des opérations. Elle ne dépasse guère le poids de l'or recueilli et le bas prix actuel du mercure rend presque négligeable l'influence de cette perte sur le prix de revient, ainsi qu'on le verra par les détails économiques qui seront donnés plus loin.

#### E. CONCENTRATION DES SULFURES AURIFÈRES DANS LES MOULINS A OR

**Définition de l'opération dite Concentration.** — Dans le type de moulin que nous avons choisi pour notre description, on tire parti non seulement de l'or libre recueilli par amalgamation, mais encore de l'or contenu dans les sulfures, quel que soit d'ailleurs l'état dans lequel il s'y trouve, qu'il y soit interposé ou combiné. Seulement, ce résultat ne peut être obtenu directement, dans les seuls appareils que nous avons décrits, car, dans le cas où l'or serait interposé, la finesse obtenue par le broyage au pilon ne pourrait suffire à le dégager complètement et, dans le cas où il serait combiné, l'action du mercure serait pratiquement nulle. Les sulfures aurifères sortent donc plus ou moins intacts des appareils, en même temps que la gangue quartzueuse, et l'on doit chercher à les séparer de cette gangue stérile par une préparation mécanique qui les concentre dans une très petite fraction de la masse totale.

Pour donner une idée de l'importance de cette opération, nous rappellerons que la proportion des sulfures dans les quartz aurifères varie de 1 à 5 pour 100 et qu'elle oscille, en moyenne, autour de 2 pour 100.

Le problème de la concentration, considéré au point de vue de la séparation des minéraux, est tout à fait analogue à celui qui est résolu depuis longtemps, dans nos pays, au moyen d'appareils divers dont la description détaillée se trouve dans tous les ouvrages ou mémoires publiés sur la *Préparation mécanique*.

On sait que la principale difficulté rencontrée jusqu'ici a été celle d'opérer économiquement et efficacement cette préparation sur de grandes quantités de matières, lorsque celles-ci sont finement pulvérisées. Or, c'est précisément là le problème qu'il faut résoudre dans la plupart des moulins à or; on a donc été conduit, en Amérique, soit à employer, sur une grande échelle, le procédé primitif des couvertures (*Blanket Sluice*) dont nous reparlerons plus tard, soit à se servir des appareils de préparation mécanique en usage pour la concentration des matières fines, tels que *Spitzkasten*, *Tables à secousses*, *Round-Buddles*, etc., avec quelques modifications en rapport avec les conditions spéciales de la contrée, soit enfin à faire usage de machines spéciales de concentration. Parmi ces machines, il en est une qui jouit actuellement d'une faveur particulière dans les districts aurifères, parce qu'elle réunit les avan-

tages de plusieurs des anciennes machines, et qu'elle donne les meilleurs résultats obtenus jusqu'à présent pour la séparation des matières minérales finement pulvérisées.

Nous croyons inutile de décrire les appareils anciens dont l'usage dans les moulins à or va, d'ailleurs, en diminuant chaque jour; mais il est intéressant de décrire complètement l'appareil presque universellement adopté en Amérique, appareil qui est encore presque inconnu en Europe et qui se nomme *Frue-Vanner* ou *Frue ore concentrator*, du nom de son inventeur, M. Frue.

Cet appareil combine le principe de la courroie rotative de *Brunton* et celui de la table à secousses latérales de *Ritinger*.

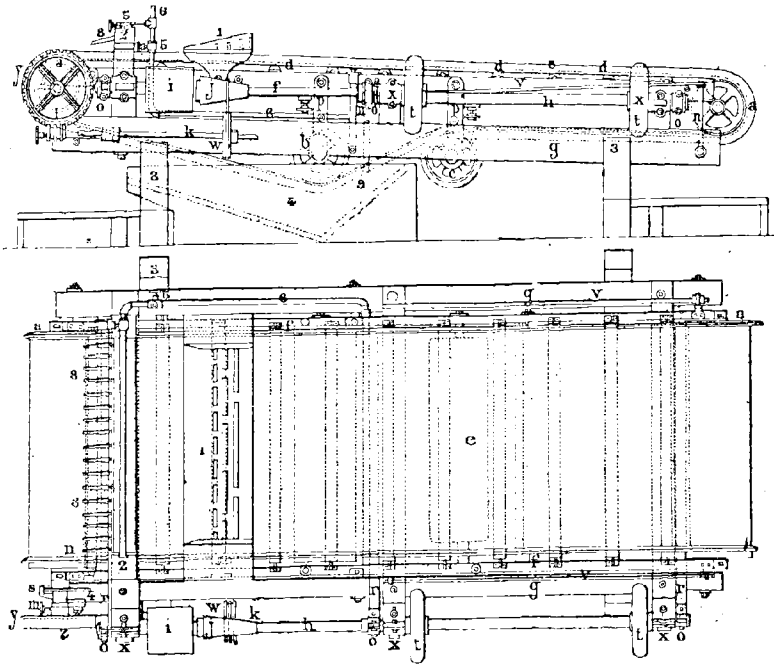


Fig. 60.

Le trait caractéristique de sa construction est l'emploi d'une toile sans fin caoutchoutée, à rebords; indépendamment de la durée qu'assure à la toile le caoutchouc dont elle est couverte, il est très probable que la surface légèrement adhésive du caoutchouc facilite l'arrêt des matières lourdes qui s'y déposent sous l'action des secousses latérales et sont ensuite entraînées avec la toile. Le croquis ci-joint représente le plan et l'élévation de l'appareil que nous allons décrire.

**Appareil de concentration nommé Frue-Vanner.** — Description de l'appareil. — Le principal organe est, ainsi que nous venons de le

dire, une toile sans fin formant table à secousses. Cette toile est tendue entre deux rouleaux. Les deux rouleaux principaux, *a*, *a*, forment les extrémités de la table et l'un d'eux, celui de tête, communique le mouvement de translation à la toile, *e*. Ces deux rouleaux, en tôle galvanisée, de 0<sup>m</sup>,30 de diamètre sur 1<sup>m</sup>,25 de longueur, sont supportés, à l'aide de petits paliers, par un cadre en bois léger, *f*; deux autres rouleaux, *b* et *c*, suspendus à ce même cadre, l'un en dedans, l'autre en dehors de la toile sans fin, servent à faire plonger celle-ci dans le réservoir en bois, *4*, où les concentrés doivent se déposer; en même temps, ils servent à régler la tension de la toile, quand on incline plus ou moins leur support au moyen de vis de rappel.

La face supérieure de la toile est, en outre, supportée par une série de 12 rouleaux en bois dur, reposant sur le cadre en bois par l'intermédiaire de petits paliers en fonte. Ils ont pour but de maintenir la face de travail de la toile aussi plane que possible.

Tout cet ensemble est suspendu sur six lames d'acier reposant, à leur partie inférieure, sur le bâti fixe de la machine; tout déplacement longitudinal du cadre ainsi supporté est empêché par les deux tirants en fer, *v*, qui relie l'une des extrémités du cadre mobile à la traverse médiane du bâti fixe, tout en se prêtant, en raison de leur élasticité, aux mouvements latéraux.

Le bâti fixe est composé de deux pièces longitudinales, *g*, reliées par trois traverses qui passent à l'intérieur du circuit de la toile sans fin; il repose sur quatre montants en bois, *3*, entaillés à mi-bois pour le recevoir. Les deux montants de l'une des extrémités sont entaillés plus profondément que les deux autres, ce qui donne au bâti une inclinaison que l'on peut faire varier facilement au moyen de coins en bois.

Un arbre en fer, *h*, reposant sur trois paliers, fixés eux-mêmes à l'une des extrémités des trois traverses du bâti, sert à communiquer à l'appareil le double mouvement de la translation de la toile et des secousses latérales. A cet effet, cet arbre porte trois excentriques reliés par des lames d'acier aux centres de trois des traverses du châssis mobile. L'amplitude du mouvement latéral ainsi communiqué est le double de l'excentricité, soit 0<sup>m</sup>,025. Quant au mouvement de translation de la toile sans fin, il lui est communiqué, ainsi que nous l'avons dit, par l'un des tambours extrêmes; comme ce mouvement est extrêmement lent, comparé au nombre de secousses latérales, on a recours à un arbre intermédiaire, *k*, actionnant, à l'aide d'une vis sans fin, une roue d'engrenage dont l'axe est dans le prolongement de celui du rouleau. Pour faire varier la vitesse de translation sans changer le nombre de secousses, le mouvement de l'arbre, *h*, est transmis au petit arbre, *k*, par une poulie conique, *j*, et une poulie à gorge étroite, *n*, cette dernière pouvant se déplacer le long de l'arbre, *k*, pour correspondre au diamètre plus ou moins grand de la poulie conique, *j*. Pour ne pas avoir à changer la longueur de la courroie, l'arbre, *k*, est supporté par un prolongement de la cage en fonte, *y*, qui recouvre la roue d'engrenage, *z*, et la vis sans fin, *l*; cet ensemble pouvant tourner autour de l'axe même de l'engrenage, il devient très facile de rapprocher à volonté l'arbre, *k*, de l'arbre, *h*. Dans ces conditions, le poids de l'arbre, *k*, et de la poulie, *n*, repose en grande partie sur la petite courroie et ne manquerait pas



de produire sa rupture ; aussi une vis de rappel, *m*, est-elle placée en arrière de la cage en fonte, de manière à reporter sur sa butée tout ou partie de ce poids, en ne produisant que la tension suffisante de la courroie. La roue d'engrenage, *z*, ne participe pas au mouvement latéral du tambour auquel elle doit communiquer son mouvement de rotation, et l'on a recours à une spirale d'acier pour relier l'axe du tambour à l'extrémité de la manivelle, *s*, fixée sur l'arbre de la roue dentée. Cette spirale permet, par sa rigidité dans le sens de sa courbure, de transmettre le mouvement de rotation, tout en permettant, par sa flexibilité dans le sens perpendiculaire, le mouvement de va-et-vient.

Le mouvement général est donné par l'intermédiaire de la poulie, *i*, qui le reçoit de l'arbre commun à tous les concentrateurs d'un même atelier ; le mouvement de la toile sans fin a lieu en sens inverse de son inclinaison.

Un distributeur en bois, *7*, fixé sur le châssis mobile par deux oreilles latérales reçoit la pulpe et la distribue uniformément sur toute la largeur de la toile. Une pièce en fonte, *2*, munie d'ajutages en bronze, *8*, reçoit l'eau d'un tuyau, *5*, et permet de laisser tomber cette eau sur toute la largeur de la toile en petits jets également espacés dont on peut régler facilement le débit.

Un branchement du tuyau d'amenée, *6*, s'étend dans la *boîte à concentrés*, *4*, en arrière de la toile et permet de lancer sur celle-ci de petits jets ; ceux-ci achèvent de détacher les concentrés dans le cas où ceux-ci y adhèreraient encore après le passage de la toile dans l'eau remplissant la boîte.

**Marche de l'appareil.** — La pulpe distribuée sur la toile tend à descendre sur elle, en raison de l'inclinaison de la table ; elle est, pendant ce temps, soumise à l'action des secousses latérales, au nombre d'environ 200 par minute ; sous cette action, les matières denses traversent la petite nappe de pulpe et viennent se déposer sur la surface caoutchoutée à laquelle elles adhèrent suffisamment pour ne plus être entraînées, par le courant descendant, avec les parties quartzeuses qui s'échappent au bas de la table et sont évacuées sous le nom de *tailings*. Les matières lourdes, qui se sont ainsi déposées, participent alors au mouvement remontant de la toile sans fin, et, lorsqu'elles arrivent vers la partie supérieure de la table, les petits jets d'eau ont pour effet de chasser les dernières parties quartzeuses qui tendraient encore à remonter, ne laissant passer entre les jets que les matières assez denses pour n'être pas entraînées par ce nouveau courant d'eau.

Les *concentrés* sont finalement entraînés par la toile sans fin dans la boîte, *4* ; ils se détachent alors, soit par leur propre poids, soit par l'action de l'eau, dans laquelle la toile s'agite en cet endroit, soit enfin sous l'action des petits jets d'eau du tuyau, *g*.

Les *concentrés*, qui se tassent dans le fond de la boîte, en sont retirés, de temps en temps, au moyen d'un râteau, puis emmagasinés pour un travail ultérieur.

La quantité que l'on peut utilement passer sur chaque *Frue-Vanner* dépend du degré de finesse de la matière traitée, car, plus les matières sont fines,

plus il faut augmenter la durée de leur passage sur la table, afin de permettre le classement par densité.

Dans le cas de *pulpe* provenant du broyage de quartz aurifères, on peut estimer la quantité traitée efficacement par chaque appareil à 6 tonnes environ par 24 heures; aussi place-t-on généralement deux *Frue-Vanner* par batterie de 5 pilons.

La force motrice nécessaire pour actionner chaque appareil n'atteint pas un demi-cheval-vapeur, et la quantité d'eau supplémentaire ne dépasse jamais 30 litres par minute; dans beaucoup de cas même, 5 litres sont suffisants.

Ainsi qu'on a pu le voir au cours de la description de l'appareil, on peut faire varier à volonté les divers éléments qui concourent à effectuer la concentration: l'inclinaison et la vitesse de la courroie sans fin, le nombre de secousses latérales, la quantité d'eau ajoutée à la pulpe. On comprend dès lors qu'il soit facile de régler la marche de l'appareil suivant la nature du quartz aurifère, et même de l'appliquer à la concentration des minerais plus complexes.

Quant au personnel, c'est toujours un ouvrier expérimenté qui doit être chargé de la conduite de ces appareils; car cette conduite, très délicate, exige un apprentissage spécial. Un seul homme peut conduire à la fois huit appareils, une fois leur marche bien réglée.

### § 5. CONDITIONS ÉCONOMIQUES DU TRAVAIL DES MOULINS A OR ACTUELS

**Force motrice.** — Nous n'insisterons pas sur les avantages que présente l'emploi d'une force motrice hydraulique, toutes les fois que la situation du moulin permet cette utilisation; dans les régions montagneuses on a presque toujours à sa disposition un cours d'eau à grande pente et l'installation de turbines est facile et peu coûteuse; mais, la plupart du temps, le débit de ces cours d'eau devient insuffisant pendant certaines saisons et l'on ne peut éviter l'emploi temporaire de moteurs à vapeur.

Quel que soit d'ailleurs le moteur employé, on admet que, dans un moulin de 20 pilons et au-dessus, il suffit d'une force de 1 cheval  $\frac{1}{2}$  par flèche pour actionner une batterie du type que nous avons décrit. Quant à la force nécessaire pour actionner un concasseur de dimension suffisante pour broyer en 10 heures le minerai traité en 24 heures par 20 pilons, elle varie évidemment suivant la nature du minerai, mais on doit compter sur environ 8 à 10 chevaux pour ne pas se trouver fréquemment gêné.

Lorsque le moulin a moins de 20 pilons, il est prudent de compter deux chevaux par flèche.

**Importance du matériel.** — Un moulin destiné à une exploitation régulière a rarement moins de 10 pilons, formant deux batteries; exceptionnellement, lorsqu'on veut faire un essai pratique sur une mine en voie d'études, il peut être économique de se borner à 5 pilons. Le point important étant

alors de faire une installation aussi économique que possible, des pilons légers de 2 à 300 kilos sont suffisants pour des expériences de traitement industriel; mais, pour une exploitation régulière, la considération d'un travail économique devant l'emporter sur celle du bon marché de l'installation, il y a tout avantage à établir un moulin aussi important que possible, à la condition toutefois de pouvoir en assurer l'alimentation régulière. Les dépenses de main-d'œuvre, qui sont prépondérantes dans le coût du traitement, sont loin d'être proportionnées à la *capacité* du moulin; ainsi, le personnel nécessaire pour le fonctionnement d'un moulin de 10 pilons est à peu près suffisant pour celui d'un moulin double; et, d'autre part, l'installation et la production de la force motrice sont d'autant moins coûteuses, par cheval de force, que le travail à développer est plus considérable.

L'importance d'un moulin ne doit donc avoir d'autres limites que la possibilité de son alimentation régulière.

Un moulin de 20 pilons peut être considéré comme le type moyen des moulins que l'on a généralement à construire; nous allons donc indiquer le personnel nécessaire à son fonctionnement.

**Personnel.** — Les moulins travaillent généralement vingt-quatre heures par jour, et le personnel se relaye par postes de douze heures. Le poste de jour comprend : un *ouvrier amalgamateur* qui surveille exclusivement la marche de la batterie et règle l'alimentation, en minerai, en eau et en mercure. Il entretient les plaques d'amalgamation intérieures et extérieures en bon état de fonctionnement, et prend soin du graissage des guides, des cames et des paliers. Un *manœuvre* alimente le *concasseur*, et, si le réservoir à minerai qui se trouve au-dessous de cet appareil permet un emmagasinage suffisant, on doit pouvoir, dans le seul poste de jour, concasser tout le minerai nécessaire à l'alimentation des batteries pendant les vingt-quatre heures.

Un *mécanicien* est chargé de la conduite de la chaudière et de la machine ainsi que du graissage du palier de l'arbre principal; il suffit à cette tâche sans l'aide d'aucun *chauffeur*.

Enfin un *manœuvre* est généralement nécessaire pour approcher le combustible et aider à différentes manœuvres.

Le poste de nuit peut, au besoin, ne comprendre qu'un amalgamateur et un mécanicien.

Dans un moulin de 20 pilons, le *contremaitre* pourrait, à la rigueur, remplir les fonctions d'amalgamateur pendant le poste de jour; mais comme, en général, ce contremaitre doit également surveiller : l'atelier de concentration, l'arrivée du minerai, les prises d'essai, etc., on est obligé de le doubler en plaçant sous ses ordres un *ouvrier amalgamateur*.

Le personnel d'ouvriers spéciaux que nous venons d'énumérer suffit pour la conduite d'un moulin de 40 pilons; la seule augmentation nécessaire consiste dans l'adjonction, par vingt-quatre heures, d'un manœuvre pour le second concasseur et d'un second manœuvre pour les travaux auxiliaires.

Lorsque le moulin prend une grande importance, comme cela a lieu

dans les Black-Hills (Dacota), où l'on trouve 120 pilons réunis dans un seul moulin et où la même compagnie est propriétaire de plusieurs moulins comprenant un total de 300 pilons, il y a économie à installer des ateliers spéciaux de menuiserie, de forge, d'ajustage et même de fonderie, pour subvenir à tous les besoins d'entretien et de réparation.

**Frais de premier établissement.** — Le coût du traitement dans les moulins, dont nous avons donné la description, varie, dans des limites très étendues, suivant les conditions économiques de la localité, l'importance de l'établissement, la régularité de son fonctionnement, la dureté du minerai à traiter et enfin l'état de finesse dans lequel l'or se rencontre dans le minerai.

Le prix de premier établissement du moulin est surtout influencé par les frais de transport de la machinerie et par la difficulté plus ou moins grande de se procurer les bois de construction, tant pour la batterie que pour le bâtiment lui-même.

Aux États-Unis, les constructeurs de machines livrent actuellement la machinerie complète d'un moulin d'après un prix déterminé par flèche ; ainsi, pour un moulin de vingt pilons du type que nous avons décrit en détail, l'ensemble de la machinerie, c'est-à-dire les chaudières, la machine à vapeur, les arbres de transmission, les concasseurs, les alimentateurs automatiques et toutes les pièces métalliques de la batterie, y compris même les boulons de charpente, les plaques d'amalgame, etc., coûtent environ 500 dollars ou 2.500 francs par flèche, soit 50.000 francs pour le moulin de 20 pilons tout entier, pris dans un des grands centres manufacturiers des États-Unis.

Les 8 *Frue-Vanners* nécessaires pour concentrer le minerai broyé dans ce moulin, coûtent, avec leurs arbres de transmission, environ 25.000 francs.

Le poids total de ce matériel s'élevant à 125 tonnes environ, on conçoit que le prix d'achat puisse être plus que doublé si le moulin est établi à une assez grande distance d'un chemin de fer ou d'une voie navigable. Ainsi, nous connaissons un moulin, installé dans le sud du Colorado, à environ 400 kilomètres du terminus du chemin de fer, pour lequel les frais de transport ont été de 700 francs par tonne, savoir : 200 francs de transport par chemin de fer et 500 francs par chariots.

La machinerie d'un moulin de 20 pilons, situé en pays d'accès difficile, peut donc revenir, rendue à pied-d'œuvre, à plus de 150.000 francs.

L'appropriation du terrain, l'achat des bois, la construction du bâtiment, les fondations de la machine, la maçonnerie des chaudières, la mise en place de la machine et le montage des appareils, en un mot, toutes les dépenses de construction proprement dites peuvent également s'élever à une somme de 150.000 francs dans les pays où, comme aux États-Unis, la main-d'œuvre est élevée et le bois assez bon marché.

Nous croyons donc que le coût d'établissement d'un moulin de 20 pilons avec concentrateurs ne peut guère descendre au-dessous de 300.000 francs, dans les localités difficiles où se trouvent généralement les mines d'or. Aussi doit-on considérer comme un minimum le chiffre de 1.000 dollars ou de 5.000 francs

par flèche fréquemment donné, aux États-Unis, comme estimation préventive du prix unitaire des moulins simples sans appareils de concentration.

**Coût du Traitement.** — Le moulin de 20 pilons que nous avons pris pour type peut broyer et concentrer, ainsi qu'il a été dit, 40 tonnes de quartz de dureté moyenne par 24 heures. Le tableau suivant donne la répartition des frais spéciaux de traitement du quartz dans ce moulin, quand on lui applique, pour fixer les idées, les prix usuels de main-d'œuvre et de matières premières des principaux centres miniers des États-Unis.

## FRAIS SPÉCIAUX

DU TRAITEMENT DES QUARTZ DANS UN MOULIN A OR DE 20 PILONS, AVEC CONCENTRATEURS

DÉSIGNATIONS DIVERSES	PAR 24 HEURES (POUR 40 TONNES)	PAR TONNE
<i>Main-d'œuvre.</i>		
	francs	francs
1 contremaître à 50 fr. . . . .	50	} 4,75
2 amalgamateurs, à 20 fr. (1 par poste). . . . .	40	
2 mécaniciens chauffeurs, à 22 <sup>fr</sup> ,50 (1 par poste). . . . .	45	
1 ouvrier au concasseur, 17 <sup>fr</sup> ,50. . . . .	17,50	
2 ouvriers aux concentrateurs Frue-vanners (1 par poste) à 20 fr. . . . .	40	
1 manœuvre, 17 <sup>fr</sup> ,50. . . . .	17,50	
<i>Combustible.</i>		
5 cordes de bois (17 à 18 stères), à 20 fr. la corde.	100	2,50
<i>Fournitures.</i>		
Mercure (environ un flacon de 35 kg. pour 1.000 tonnes) à 5 fr. le kilog. . . . .	7	} 0,625
Produits chimiques. . . . .	1	
Graisses et huiles . . . . .	2	
Eclairage . . . . .	10	
Quincaillerie . . . . .	5	
<i>Usure.</i>		
Grilles, sabots, dés. . . . .	60	1,50
Entretien et divers. . . . .	25	0,625
<b>TOTAUX.</b> . . . . .	<b>400 fr.</b>	<b>10 fr.</b>

A ces *frais spéciaux*, relatifs au broyage, à l'amalgamation de l'or libre et à la concentration des sulfures aurifères, il convient d'ajouter les frais du traitement des *concentrés*, dans l'hypothèse où ce produit accessoire n'est pas vendu à des usines de fusion. Si l'on se reporte aux frais qui seront établis dans le paragraphe suivant, on verra que le chiffre de 40 francs par tonne peut être pris comme moyenne du prix de revient de ce traitement des concentrés; or la proportion de concentrés recueillis, en général, étant de 2 à 5 pour 100, les frais rapportés à la tonne de quartz devront être augmentés de 0<sup>fr</sup>,80 à 1 franc

pour représenter la totalité des frais spéciaux du traitement des quartz aurifères.

Dans toute entreprise bien conduite, l'*amortissement du matériel* doit entrer en ligne de compte et, dans le cas particulier que nous avons cité, il paraîtrait convenable d'amortir à raison de 10 pour 100 par an. Il y a donc une somme de 30.000 francs à répartir sur un total d'environ 10 000 tonnes, qui est la production annuelle probable avec une alimentation régulière, en tenant compte des arrêts ordinaires et des chômages accidentels. Il y aura donc 3 francs par tonne à ajouter encore de ce chef.

Quant aux *frais généraux* ils se répartissent entre la mine, le moulin et le service des transports; ils sont d'ailleurs tellement variables que nous ne croyons pas utile de les préciser.

En résumé, l'on voit qu'en restant dans les conditions moyennes où nous nous sommes placés, et *abstraction faite des frais généraux, le coût du traitement du quartz aurifère dans un moulin de 20 pilons, dont la consistance répond bien aux exigences d'une mine déjà importante et largement ouverte, s'élève à 14 francs par tonne de quartz traité.*

Toutefois, nous devons insister une fois de plus sur les différences considérables qui découlent, pour le prix de revient, des conditions particulières qui caractérisent chaque moulin.

Ainsi, aux Black-Hills (Dacota), où les prix de la main-d'œuvre et des fournitures sont sensiblement les mêmes que dans l'exemple que nous avons choisi, on est arrivé à abaisser jusqu'à 3<sup>fr</sup>,75 le prix du traitement de la tonne de quartz; il est vrai que, vu l'absence de sulfures, ce traitement ne comporte pas de concentration. Un résultat aussi économique est dû à l'importance du moulin, composé de 120 pilons, et à la nature du minerai, qui est très tendre et qui n'a pas besoin d'être finement broyé.

En revanche, dans certains moulins de Californie qui travaillent à façon et dont l'approvisionnement est irrégulier, nous citerons, d'après Th. Egleston, le chiffre de 25 francs comme prix de revient moyen du traitement de la tonne de quartz aurifère.

En terminant cette étude du traitement des quartz aurifères, nous ne saurions trop insister sur la faute capitale que l'on commet, dans tous les pays, en établissant des moulins à or souvent fort importants, sur de simples indices de richesse, ou sur des filons imparfaitement explorés.

S'il est juste de dire qu'aux États-Unis on s'abstient de procéder prématurément à des installations coûteuses, et si, à l'inverse de ce qui se passe trop souvent dans les entreprises dirigées par une administration européenne, on réduit au strict nécessaire l'installation des logements, des bureaux et d'autres dépendances, il n'est pas moins vrai que, dans ce pays même, on a une tendance générale à construire tout d'abord le moulin, quitte à développer ultérieurement la mine.

Le fait qu'il existe aux États-Unis, principalement à Chicago et à San-Francisco, de grands établissements de construction de matériel de mines et d'usines, toujours prêts à fournir, à bref délai, des usines de traitements

métallurgiques et à les livrer à prix fixe, favorise singulièrement cette tendance dangereuse.

Trop souvent il arrive alors que le filon ne répond pas aux espérances que l'on avait conçues, et comme d'autre part, il faut toujours un temps assez long pour ouvrir une mine et la développer, les capitaux viennent à manquer. Aussi un nombre considérable de moulins restent-ils sans emploi. Il faut avoir parcouru les régions minières des États-Unis pour se faire une idée de la quantité extraordinaire de moulins à or et à argent qui restent ainsi à l'abandon dans les solitudes du Far-West.

#### § 4. — UTILISATION DES CONCENTRÉS PRODUITS DANS LES MOULINS A OR

---

##### A. CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES

Au point de vue de l'utilisation des sulfures aurifères complexes obtenus par la concentration dans le traitement du quartz au moulin, plusieurs cas peuvent se présenter suivant la situation de l'établissement qui les produit et suivant le développement du district minier dans lequel cet établissement est situé.

Il existe bien, en effet, des méthodes qui permettent de retirer l'or contenu dans ces sulfures, en leur faisant subir un traitement chimique spécial qui n'exige que l'emploi d'un petit nombre de réactifs; mais, toutes les fois que, dans un rayon assez rapproché de l'usine, se rencontrent des établissements métallurgiques destinés à la fusion de minerais plombeux ou cuivreux, on doit trouver de sérieux avantages à vendre simplement ces concentrés aux usines de fusion.

D'une part, en effet, la quantité de concentrés produits dans un seul moulin est rarement suffisante pour motiver l'installation d'un traitement spécial, et comme, de l'autre, les fonderies de plomb ou de cuivre traitent des minerais dont la gangue est presque toujours exclusivement quartzreuse, ces usines trouvent, dans les concentrés des moulins à or, non seulement le fondant ferrugineux qui souvent leur fait défaut, mais encore un apport de richesse en métaux précieux qui vient s'ajouter à l'or et à l'argent de leurs propres minerais.

On a longtemps cru que la fonte plombeuse était le seul mode pratique de fusion permettant d'utiliser la richesse des sulfures provenant des moulins à or; mais nous ferons voir, en décrivant le traitement des minerais aurifères complexes, que la fonte cuivreuse résout tout aussi bien le problème, ainsi que le montre l'exemple de l'usine d'Argo, située près de Denver, capitale du Colorado, qui traite les minerais cuivreux argentifères et aurifères de la contrée et qui achète les concentrés des moulins.

Pour un traitement par fusion des concentrés, on n'est donc plus limité aux seuls minerais plombeux, qui font souvent défaut dans les districts aurifères,

alors que les minerais cuivreux, au contraire, y sont moins rares; or la présence de ces minerais permet toujours d'effectuer une opération métallurgique éminemment fructueuse et consistant en une simple fusion pour *matte cuivreuse*, à l'aide des concentrés employés comme fondants après un grillage préalable. La valeur commerciale du cuivre, qui est assez élevée pour permettre de faire supporter à ce métal des transports coûteux, et les facilités que l'on trouve actuellement en Angleterre et sur le continent pour la vente des mattes cuivreuses auro-argentifères, donnent un intérêt spécial à l'étude de ce mode particulier d'utilisation des concentrés, chaque fois qu'il s'agit d'établir un moulin dans une contrée où l'industrie métallurgique est encore peu développée.

## B. TRAITEMENT DES CONCENTRÉS PAR LE PROCÉDÉ DE PLATTNER

### a. CONDITIONS ET PRINCIPE DU TRAITEMENT

Comme exemple de traitement des *concentrés* par voie de réactions chimiques, nous citerons celui qui est usité en Californie dans le district de *Grass-Valley* et qui n'est autre que le procédé de Plattner introduit en 1858 par Van Deetken.

Ce sont des usines spéciales qui, dans le district de Grass-Valley, traitent les concentrés achetés aux moulins de la région; la teneur en or de ces concentrés est très variable suivant la mine d'où ils proviennent. On n'achète guère les concentrés qui contiennent moins de 50 grammes d'or à la tonne, et les teneurs extrêmes de 50 à 270 grammes peuvent être considérées comme les limites entre lesquelles varie la richesse en or dans les pyrites marchandes de la région.

La proportion de quartz mélangé aux sulfures ne dépasse généralement pas 10 pour 100, et c'est la pyrite de fer qui forme la presque totalité de la masse; mais il faut encore compter, au nombre des éléments qui composent les concentrés, une proportion variable, mais généralement faible, de cuivre, de plomb, de zinc, d'arsenic et d'antimoine, provenant des espèces minérales diverses associées à la pyrite de fer, et aussi, en ce qui concerne les deux derniers corps, des pyrites aurifères elles-mêmes, qui sont arsenicales et antimoniales.

Indépendamment de l'or contenu, les concentrés renferment toujours une certaine quantité d'argent; ordinairement le poids de ce dernier métal n'est que le tiers environ du poids de l'or; mais la proportion d'argent peut parfois être supérieure et, dans ce cas, ainsi que nous le verrons, le procédé donne des pertes en or considérables.

La méthode de Plattner consiste, en principe, à attaquer l'or par le chlore, après un grillage préalable de la matière, à opérer la dissolution dans l'eau de la matière attaquée, et à effectuer la précipitation de l'or dans la dissolution.



## b. DESCRIPTION DES APPAREILS ET CONDUITE DU TRAVAIL

**Grillage.** — Le grillage a pour but d'éliminer le soufre, l'arsenic et l'antimoine, et de transformer en oxydes tous les métaux, excepté l'or, de manière à restreindre l'action du chlore à la seule attaque du métal précieux. Le grillage doit être conduit de façon à éviter la production de sulfate de fer au minimum ou de tout autre sel métallique soluble qui pourrait réagir sur l'oxyde de fer et aussi précipiter l'or avant la lixiviation.

On effectue ordinairement le grillage au four à réverbère ; mais on peut employer aussi le *cylindre rotatif de Brückner*, dont l'usage est actuellement très répandu en Amérique, pour effectuer le grillage des minerais d'argent.

Les fours à réverbère peuvent être à sole continue ou à soles étagées. Comme exemple de four à sole continue, nous citerons, d'après Egleston, celui de *Sutter-Creek* (comté d'Amador, Californie), dont la sole a 26 mètres de long, est inclinée depuis le rampant jusqu'au foyer, et présente 12 portes sur le côté. On peut travailler dans ce four et par 24 heures, avec 3 ouvriers par postes de 12 heures, trois charges d'une tonne et quart chacune.

Les fourneaux à soles étagées sont employés à la *Lincoln-mine* (Grass-Valley, comté de Nevada, Californie), où le four présente trois soles, larges chacune de 5 mètres environ, séparées par une distance verticale de 2 mètres. La charge s'élève dans ce four à 5 ou 6 tonnes et on y passe environ une tonne et quart par jour, avec deux postes de deux ouvriers.

Comme il est d'usage d'ajouter une certaine quantité de sel marin vers la fin du grillage, pour produire une action chlorurante dont nous expliquerons les effets et les avantages, la chute du minerai d'une sole à l'autre détermine un contact intime du minerai avec les gaz chlorurants, et, dans cet ordre d'idées, le four à soles étagées semble préférable.

Le grillage au four à réverbère ne présentant, quant au mode de travail, aucune particularité qui le différencie des opérations métallurgiques analogues pratiquées sur les minerais sulfurés ordinaires, nous ne le décrivons pas en détail, nous bornant à faire ressortir les précautions que l'on doit prendre en vue du succès des opérations ultérieures.

Le grillage doit toujours être commencé à basse température, afin d'éviter l'agglomération par suite de la formation de mattes fusibles, surtout lorsqu'il existe une proportion notable de galène dans les concentrés ; on termine par un coup de feu, pour opérer la mise en liberté de l'acide sulfurique par la décomposition des sulfates, en particulier par celle du sulfate de protoxyde de fer qui augmenterait la consommation ultérieure de chlore en absorbant inutilement ce dernier pour se transformer en sulfate de peroxyde. On doit, d'ailleurs, toujours se mettre en garde contre la présence possible du protosel de fer, agent réducteur qu'il est assez difficile, dans la pratique, de peroxyder complètement.

Vers la fin du grillage on ajoute du sel marin dont la décomposition est produite par l'acide sulfurique qui se dégage dans cette période de l'opération, et

le chlore produit par réaction a, en particulier, l'avantage d'agir sur le sulfate de plomb en le transformant en chlorure volatil et en oxychlorure ; cette réaction s'effectuerait aux dépens du chlore produit d'une façon plus coûteuse pendant la période ultérieure de l'imprégnation.

La proportion de sel marin employée dans le four varie suivant la quantité de plomb existant dans le minerai et aussi suivant la quantité de chaux et de magnésie se trouvant accidentellement dans les concentrés, par suite de l'entraînement de particules de roches mélangées au minerai ; en général, la proportion de sel varie de 2 à 5 pour 100 du poids des concentrés traités.

Le minerai convenablement grillé ne doit pas contenir plus de 1 à 2 pour 100 de soufre. Il doit être complètement refroidi avant d'être soumis à l'attaque par le chlore et, dans ce but, il est étalé à sa sortie du four sur un plancher refroidisseur en briques. Il est ensuite humecté avec 4 ou 5 pour 100 d'eau, de façon à ce qu'il s'agglomère légèrement lorsqu'on le presse à la main ; puis il est tamisé et introduit dans les baquets d'imprégnation.

**Attaque par le chlore gazeux.** — Les baquets dans lesquels se fait l'attaque sont en bois de bonne qualité, ayant 0<sup>m</sup>,04 d'épaisseur. Ils sont goudronnés avec soin à l'intérieur, et leur charge est de 2 à 5 tonnes de minerai grillé. Ils sont le plus souvent suspendus par des goujons qui leur permettent d'osciller, ainsi que le montre le croquis général d'une usine de traitement que l'on trouvera plus loin (page 141).

Les baquets ont un faux fond dans lequel débouche un tuyau d'arrivée. Sur le faux fond on étend, en manière de filtre, des couches successives de morceaux de quartz de plus en plus fins, recouvertes par un lit de sable quartzeux, la hauteur totale de ce filtre étant de 0<sup>m</sup>,20. On verse ensuite dans le baquet une certaine quantité de minerai sec et, par-dessus, on charge le minerai humide.

Le minerai convenablement humecté est chargé à la pelle dans un tamis grossier placé sur le baquet et dont le mouvement en avant et en arrière distribue uniformément la charge. En outre, ce tamisage a pour but d'empêcher l'introduction des clous ou morceaux de fer qui se trouvent accidentellement dans le minerai et qui causeraient la précipitation de l'or. On remplit de cette façon le baquet jusqu'à 0<sup>m</sup>,10 de son sommet, mais on commence à introduire le chlore dès qu'une charge de 0<sup>m</sup>,50 est étalée dans le fond ; le temps que le gaz met à traverser cette couche permet à l'ouvrier de finir son travail de remplissage sans être incommodé. Au bout de deux heures environ, le baquet est complètement chargé, puis le couvercle en bois goudronné est mis en place et luté.

Le chlore est envoyé dans l'appareil pendant une durée totale de cinq à huit heures, suivant la grosseur et la richesse du minerai ; mais après la fermeture du tube d'admission, on laisse encore le gaz séjourner dans l'appareil pendant une période de vingt-quatre à quarante-huit heures, suivant le nombre de baquets que l'on a à sa disposition.

Le chlore nécessaire pour une charge de 3 tonnes de minerai est produit dans un générateur en plomb de 0<sup>m</sup>,50 environ de diamètre et de 0<sup>m</sup>,25 de

hauteur, dont le couvercle est rendu étanche au moyen d'un joint hydraulique, ainsi que l'indique le croquis (fig. 61).

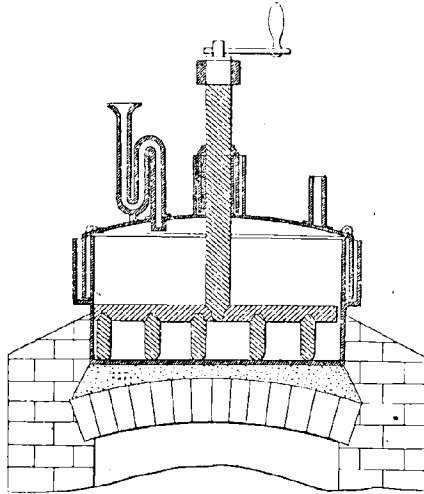


Fig. 61.

Le générateur est placé sur un bain de sable soutenu sur le foyer par un arc de voûte. A travers le centre du couvercle passe une tige de bois dur garnie d'un joint hydraulique à laquelle est attaché un bras avec des agitateurs; une manivelle permet d'agiter le mélange.

La charge pour 3 tonnes de minerai est de 10 à 12 kilos de sel marin, 7 à

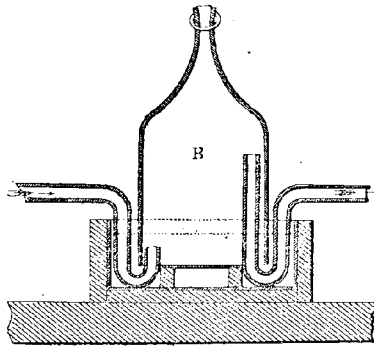


Fig. 62.

10 kilos de peroxyde de manganèse à 70 pour 100, 15 kilos d'acide sulfurique à 66 degrés B<sup>e</sup> et 9 litres d'eau. L'acide est versé par un siphon et par additions successives. Un tube en caoutchouc relie le tuyau de sortie du couvercle à la bouteille à laver, B, représentée par le croquis ci-dessus (fig. 62).

Il est absolument nécessaire de laver le chlore pour le débarrasser de toute trace d'acide chlorhydrique, car si quelque sulfure restait dans le minerai grillé, il serait attaqué et l'hydrogène sulfuré produit précipiterait l'or dans le baquet d'imprégnation.

**Lixiviation du minerai attaqué.** — Lorsque l'attaque est complète dans le baquet, on enlève le couvercle et l'on introduit graduellement de l'eau; on attache ensuite un tuyau de caoutchouc au tube de sortie au-dessous du faux fond et on ouvre la cannelle.

La dissolution a une couleur jaune et une forte odeur de chlore; elle coule, à travers un filtre en toile, dans un baril, d'où elle va ensuite, par l'intermédiaire d'un tuyau en caoutchouc, dans les baquets de précipitation. Le lavage dure de 4 à 6 heures et est continué jusqu'à ce que les dernières eaux ne montrent pas de traces d'or. On laisse alors égoutter le minerai. Quelquefois, toutes les eaux de la dernière partie du lavage, qui sont pauvres, sont mises à part pour être employées dans une prochaine attaque. Le minerai est alors essayé, et s'il est encore riche, ce qui est très rare, il doit être traité de nouveau. Dans quelques établissements, les ouvriers sont obligés de recommencer le traitement à leurs frais lorsqu'il est constaté que la richesse est encore de 75 francs par tonne ou au-dessus.

Le minerai est déchargé à la pelle, opération facilitée par l'inclinaison que peut prendre le baquet en tournant sur ses tourillons de support; enfin, par l'intermédiaire d'une glissière, il tombe dans le wagonnet qui le conduit aux tas de résidus.

**Précipitation de l'or.** — Les baquets de précipitation peuvent être simplement en bois et cylindriques; dans l'établissement figuré par le croquis ci-après, ils sont rectangulaires, construits en madriers et garnis de plomb.

Le protosulfate de fer en dissolution est employé pour précipiter l'or; cette dissolution est souvent préparée dans l'établissement même, en versant 4 litres d'acide sulfurique dans un baquet de 1<sup>m</sup>,25 de diamètre et de 0<sup>m</sup>,75 de hauteur, rempli de ferraille recouverte d'eau sur presque toute sa hauteur; on obtient ainsi une dissolution de la force requise. Après l'introduction de la dissolution de protosulfate dans les baquets de précipitation, on laisse reposer de 12 à 24 heures et aussi longtemps qu'on aperçoit une couleur pourpre. On décante alors la liqueur claire et l'on recueille, par le robinet du fond, le précipité boueux qu'on filtre et qu'on lave dans une manche en toile. Le précipité obtenu est traité par un mélange d'acide sulfurique et de sel pour le débarrasser des sels de fer; on le presse dans un feutre pour le sécher et il est ensuite fondu au creuset.

L'or produit est généralement au titre de 800 à 900 millièmes.

#### C. DISPOSITION GÉNÉRALE DE L'USINE

Nous donnons ci-après la disposition d'une usine destinée au traitement des

concentrés par la méthode de Plattner, que nous empruntons à une publication de Th. Egleston.

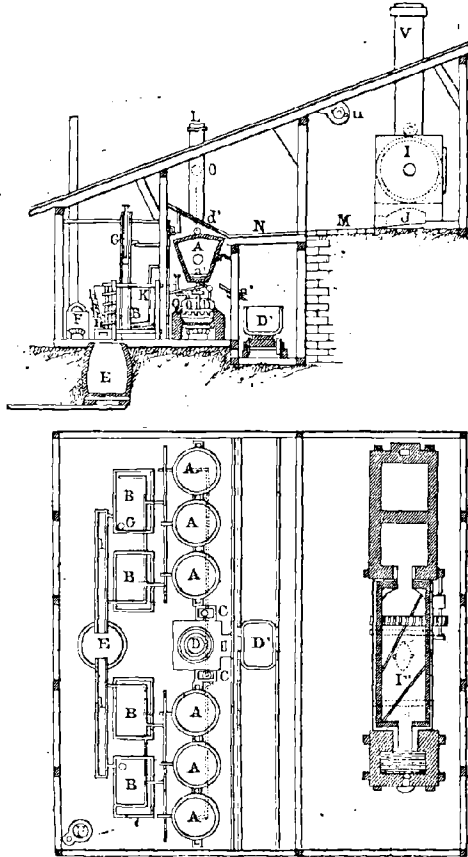


Fig. 63.

- A. — Baquets d'imprégnation.
- B. — Baquets de précipitation.
- C. — Bouteille à laver.
- D. — Générateur à chlore.
- E. — Baquet rempli de sciure de bois sur laquelle on envoie toutes les eaux de rebut afin de précipiter les dernières traces d'or.
- F. — Fourneau pour fondre l'or.
- G. — Pompe à bras en plomb pour élever les eaux du second lavage.
- I. — Cylindre rotatif de Brückner pour le grillage.
- J. — Niche pour le minerai grillé.
- M. — Plancher refroidisseur.

## C. CONDITIONS ÉCONOMIQUES DU TRAITEMENT

Les éléments du prix de revient du traitement par le procédé de Plattner sont très variables suivant les conditions locales. En prenant pour exemple les prix pratiqués il y a déjà quelques années dans le district du Grass-Valley, on peut dresser, d'après Van Deetken, le tableau suivant des frais spéciaux du traitement :

DÉSIGNATIONS DIVERSES	DÉPENSES	FRAIS SPÉCIAUX
	POUR TROIS TONNES	PAR TONNE
<b>Grillage.</b>		
	francs	francs
<i>Main-d'œuvre.</i> 4 journées, à 11 <sup>fr</sup> ,50 en moyenne. (La moitié du travail exécuté par des Chinois.) . . . . .	46	} 76,50 25,50
<i>Combustible.</i> Une corde $\frac{1}{5}$ de bois, à 20 fr. la corde. (La corde est d'environ 3 stères et demi) . . . . .	24	
<i>Réactifs.</i> 50 livres sel marin, à 40 fr. la tonne de 2.000 livres, d'achat, et 60 fr. de transport: ensemble 100 fr. la tonne. . . . .	2,50	
<i>Entretien et usure</i> des outils et appareils. . . . .	4	
<b>Imprégnation.</b>		
<i>Main-d'œuvre.</i> 1 journée, 12 <sup>fr</sup> ,50 . . . . .	12,50	} 34 11,30
<i>Achat des réactifs à San Francisco :</i>		
20 livres sel marin, à 100 fr. la tonne. . . . .	1,00	
15 livres manganèse, à 300 fr. la tonne. . . . .	2,25	
35 livres acide sulfurique (66 <sup>o</sup> ), à 0 <sup>fr</sup> ,20 la livre . . . . .	7	
<i>Transport des réactifs ci-dessus</i> jusqu'à l'établissement. . . . .	10	
<i>Entretien et usure</i> des baquets et filtres . . . . .	1,25	
<b>Précipitation et fusion.</b>		
<i>Réactifs.</i> Acide pour la liqueur de précipitation. . . . .	6,60	} 40,50 30,50
Vieille ferraille. . . . .	0,50	
<i>Combustible.</i> Charbon de bois, creusets et flux . . . . .	3,60	
	121 fr.	40 <sup>fr</sup> ,50

## D. TRAITEMENT DES CONCENTRÉS PAR CHLORURATION AU TONNEAU.

Nous aurons plus loin l'occasion d'étudier en détail les nouveaux procédés de traitement, par chloruration et par lixiviation, des quartz aurifères et des minerais auro-argentifères qui actuellement se substituent, dans quelques localités, aux procédés d'amalgamation. Nous décrirons les appareils perfectionnés au moyen desquels on est arrivé à rendre pratique cette méthode, en la modifiant suivant les diverses classes de minerai.

La *caractéristique* de ces nouveaux procédés de chloruration consiste dans la production du chlore, réactif dissolvant de l'or, non plus comme dans la mé-

thode de Plattner, dans des récipients séparés et à l'aide des réactions réalisant en grand les opérations ordinaires du laboratoire, mais à l'aide d'un produit commercial, le *chlorure de chaux*, que l'on décompose par l'acide sulfurique en présence même du minerai et dans des récipients appropriés.

En particulier, la méthode par chloruration au tonneau à l'aide du chlorure de chaux paraît devoir se substituer, pour le traitement des concentrés des moulins à or, à la méthode de Plattner, que nous venons d'étudier.

La faible proportion de concentrés produite dans un moulin ne comporte pas, en général, l'installation coûteuse des appareils perfectionnés que nous aurons à décrire lorsqu'il s'agira du traitement des minerais eux-mêmes, au point de vue de l'extraction par chloruration de l'or et de l'argent qu'ils renferment. Un moulin d'amalgamation, traitant journallement 100 tonnes de quartz aurifère par exemple, ne produit guère en général que 2 tonnes de concentrés et voici de quelle façon le problème du traitement de ces concentrés a été résolu dans le comté d'*Amador* (Californie) à la mine de *Bunker-Hill* qui alimente un moulin de 40 pilons dans les conditions ci-dessus spécifiées.

**Description et mode d'emploi des appareils. — Four de grillage.** — Comme dans la méthode de Plattner, les concentrés doivent être d'abord soigneusement grillés, de façon à éliminer les corps nuisibles et à empêcher la production de sels de fer *au minimum*. Une certaine proportion de sel marin est, de même, ajoutée au minerai avant le grillage. Cette quantité, dans l'exemple choisi, ne s'élève qu'à 1 pour 100.

Le four de grillage est une combinaison du four à réverbère ordinaire et du four à sole tournante. La sole tournante, placée près du pont et sur laquelle s'achèvent les réactions, a un diamètre de 4 mètres; elle fait une révolution par minute. Dans son mouvement, les sulfures, en partie grillés déjà sur la sole du four à réverbère, sont exposés à l'action de la température la plus élevée et à celle des flammes oxydantes du foyer.

La longueur totale du four est de 12 mètres, sa largeur de 4 mètres, ces dimensions étant prises en dehors de la maçonnerie. Le sommet du pont est à 0<sup>m</sup>,45 au-dessus des barreaux de la grille et à 0<sup>m</sup>,225 au-dessous de la voûte; sa hauteur au-dessus de la sole est de 0<sup>m</sup>,15.

On passe dans ce four 2 tonnes de sulfures en 24 heures.

La quantité de combustible employée est de 1 corde 1/4 de bois par jour.

La force hydraulique est utilisée pour faire mouvoir la sole tournante et le tonneau d'amalgamation. On emploie 5 *pouces de mineur* sous une pression de 160 pieds (48 mètres), que l'on paye à raison de 0\$,20 par pouce et par jour.

**Tonneau de chloruration.** — Le tonneau en bois employé pour la chloruration des sulfures grillés est analogue à l'ancien tonneau de Freyberg usité dans l'amalgamation des minerais d'argent. Il a 1 mètre de diamètre extérieur et 1<sup>m</sup>,375 de longueur; ses parois ont 0<sup>m</sup>,087 d'épaisseur. Il est garni intérieurement de plomb en feuilles de 0<sup>m</sup>,006 d'épaisseur; on doit choisir ce plomb de très bonne qualité et surtout complètement exempt de zinc.

Le tonneau porte, en son milieu, une ouverture de 0<sup>m</sup>,25 de diamètre, fer-

mée pendant le travail à l'aide d'un tampon maintenu par une vis de serrage. Après que la charge a été introduite, le tonneau est mis en mouvement à raison de 13 tours par minute. L'élaboration des charges se fait pendant le jour seulement et le traitement de chacune d'elles, dont le poids est d'une tonne, exige 6 heures.

La charge s'effectue de la manière suivante : on introduit d'abord 130 gallons d'eau (475 litres) dans le tonneau. On mélange, sur l'aire de l'usine, une tonne de sulfures grillés avec 50 livres (13<sup>kg</sup>,400) de chlorure de chaux sec du commerce (hypochlorite de chaux); le tout est introduit dans le tonneau. On ajoute ensuite 36 livres (16<sup>kg</sup>,100) d'acide sulfurique à 66° et l'on serre le couvercle le plus vite possible pour empêcher la déperdition du chlore qui se produit.

Après la fin de l'opération, le contenu du tonneau est déchargé dans des bacs ordinaires de lixiviation et le travail de lavage et de précipitation de l'or se continue comme il a été dit dans la description de la méthode de Plattner.

**Conditions économiques du traitement au tonneau.** — Ce traitement n'exige l'intervention d'ouvriers expérimentés que pour le grillage. Il a, paraît-il, sur le procédé de Plattner, l'avantage d'appauvrir plus complètement les résidus. A *Bunker-Hill* en particulier, on a travaillé, par ce procédé, des concentrés en ne laissant qu'une valeur de 3\$,50 dans les *tailings*, alors qu'antérieurement la valeur perdue par le procédé de Plattner s'élevait à 7\$. On a retiré, dans d'autres localités, jusqu'à 92 pour 100 de la valeur d'essai des concentrés, valeur s'élevant à 100 \$ par tonne.

Voici comment peut s'établir le prix de revient du traitement :

DÉSIGNATIONS DIVERSES	PAR TONNE EN DOLLARS	PAR TONNE EN FRANCS
2 ouvriers au four à 3 \$,25 et 1 ouvrier au tonneau à 5 \$.	4 \$ 75	24fr.70
Eau pour force motrice. . . . .	0, 50	2, 60
Bois, 5/8 de corde à 6 \$ la corde (2 <sup>m</sup> ,20 environ) . . . . .	3, 75	19, 50
50 livres chlorure de chaux à 0 \$04 la livre (465 fr. la tonne) .	1, 20	6, 25
36 livres acide à 60° à 3 cents 1/2 la livre (407 fr. la tonne) .	1, 26	6, 55
20 livres de sel à 5/4 de cent la livre (87 fr. la tonne) . . .	0, 15	0, 75
	11 \$ 61	60fr.35
<i>Frais généraux</i> : essais, fonte, réparations, usure, taxes, assurances, intérêts et amortissement, etc. . . . .	3, »	15, 60
TOTAUX. . . . .	14 \$ 61	75fr.95



## § 5. — ÉTUDE SOMMAIRE DE QUELQUES VARIÉTÉS DE MOULINS A OR

## A. MOULINS DE CENTRAL-CITY (COLORADO)

Le comté de Gilpin dans l'État du Colorado (États-Unis d'Amérique) présente aux environs des villes de Central-City et de Black-Hawk, des gisements aurifères d'une nature particulière. De nombreux filons à gangue quartzreuse sillonnent les montagnes granitiques de cette région et se font remarquer par la constance de leur allure et de leur composition. Quelques-uns sont travaillés depuis vingt-cinq ans et leur exploitation atteint le niveau de 1.950 pieds, sans que l'on ait constaté de diminution dans la richesse du minerai.

L'or que renferme ce minerai est rarement visible et il est, en grande partie du moins, intercalé dans les pyrites de fer et les pyrites de cuivre répandues en mouches, en nodules et en veinules dans la gangue quartzreuse. Ces pyrites sont en beaucoup plus forte proportion que les pyrites qui accompagnent les quartz aurifères proprement dits; elles sont souvent associées à de la galène aurifère et argentifère et à une petite proportion de blende également riche en métaux précieux.

Ce minerai est susceptible de triage et fournit deux classes : la première classe, ou minerai de fonderie, dont la valeur atteint souvent 2.000 francs par tonne, et la seconde classe, ou minerai destiné au moulin, dont la valeur moyenne ne dépasse guère 50 francs par tonne.

Nous nous occuperons des premiers dans le chapitre relatif au traitement par fusion des minerais auro-argentifères; quant aux seconds, ils offrent cette particularité que, malgré la quantité de 12 0/0 environ de pyrites de fer et de cuivre qu'ils renferment en moyenne, ils peuvent être avantageusement traités par broyage et amalgamation, appartenant ainsi à la classe des minerais désignés en Amérique sous le nom de *free-milling ores*.

La longue expérience que l'on a acquise à Central-City et à Black-Hawk dans le traitement de ces minerais, les derniers perfectionnements établis pour la *concentration* des sulfures qu'ils renferment, sulfures faciles à recueillir à cause de leur masse et de leur densité, enfin les bas prix de revient auxquels on est arrivé aussi bien pour la construction des moulins que pour les frais de traitement, nous engagent à donner quelques détails sur la constitution et le fonctionnement des usines de cette région qui peuvent servir de type aux établissements à élever dans des conditions analogues.

**Constitution des moulins.** — Comme les moulins que nous avons décrits en détail, les moulins de Central-City et de Black-Hawk sont composés de batteries réunissant d'ordinaire cinq flèches de bocards.

**Batteries.** — La construction des batteries, la mise en marche des pilons

sont effectuées d'après le système que nous avons étudié en détail (p. 106) et nous n'avons à signaler que les particularités suivantes :

L'absence de concasseurs mécaniques, et l'absence de chargeurs automatiques, le poids restreint des pilons, et l'addition, à la suite des plaques d'amalgamation, d'appareils de concentration particuliers à la région. Le minerai, très chargé en sulfures, est moins compact et moins dur que le quartz aurifère proprement dit dont nous avons décrit le traitement; aussi n'a-t-on pas reconnu, à Central-City, la nécessité de concasser préalablement le minerai d'une façon mécanique; l'ouvrier qui alimente les batteries à la pelle et qui suffit à l'entretien de 25 pilons, trouve encore le temps de casser à la masse les morceaux de minerai trop gros. Les cases à minerai sont disposées à l'arrière de chaque batterie, et le minerai y est déversé par des wagons qui circulent sur une estacade et qui arrivent des mines voisines.

L'auge des batteries est plus légère et moins haute que celle des Black-Hills; elle se compose simplement d'une cuve tronconique dont le fond présente cinq cavités circulaires dans lesquelles sont logés les dés, eux-mêmes circulaires.

Les grilles en tôle d'acier sont percées de trous rectangulaires assez espacés; sur les autres côtés de la batterie, de simples toiles empêchent la projection au dehors de la pulpe.

Les pilons pèsent 550 livres par flèche seulement, soit 250 kilogrammes. Ils sont composés des mêmes éléments que ceux que nous avons décrits (p. 111 et suivantes).

La chute est assez forte et généralement de 17 pouces, soit 0<sup>m</sup>,425.

Les pilons battent de 24 à 26 coups par minute seulement.

Les plaques d'amalgamation intérieures et extérieures ne présentent aucune particularité; l'on recueille sur les plaques intérieures environ les deux tiers de l'amalgame total, et l'autre tiers sur les plaques extérieures.

La quantité d'eau admise dans la batterie, la quantité de mercure ajoutée, sont à peu près les mêmes que celles dont nous avons déjà parlé.

**Concentrateurs.** — Quoique l'or soit en grande partie *libre* dans les pyrites de fer et de cuivre de Central-City et qu'il s'amalgame assez facilement, on a grand intérêt à recueillir ces pyrites et la galène qui les accompagne en petite quantité.

On estime, en effet, que par l'amalgamation seule on retire 80 pour 100 de la valeur en métaux précieux contenue dans les minerais, et que les *concentrés* renferment 10 pour 100 de cette valeur; la perte de 10 pour 100 qui en résulte est surtout due à l'*or flottant* qui s'en va dans les *slimes*, car les *tailings* sont d'une pauvreté absolue au sortir des tables de concentration.

Pendant longtemps on s'est contenté de recueillir sur des *blankets* les sulfures contenus dans la pulpe, à sa sortie des plaques d'amalgamation. Aujourd'hui tous les moulins perfectionnés de cette région sont munis d'un appareil spécial connu sous le nom de *Gilpin County gilt edge concentrator*, variété intéressante *des tables à secousses* dont la figure ci-contre indique le mécanisme.

Il se compose essentiellement d'une table rectangulaire en fonte, à rebords,

de 7 pieds de longueur (2<sup>m</sup>,10), séparée en deux sections de 1 pied 1/2 (0<sup>m</sup>,45) de largeur, par une cloison médiane.

La partie antérieure de la table se relève sur une longueur de 0<sup>m</sup>,45 avec une pente de 0<sup>m</sup>,37; la partie plane qui s'y raccorde, en lui faisant suite, ne présente qu'une pente de 0<sup>m</sup>,12 sur la longueur complémentaire de 1<sup>m</sup>,65.

La table est supportée, à l'aide de leviers, par un châssis en fonte; des écrous de réglage permettent de faire varier la pente.

Un arbre à doubles cames, effectuant 65 révolutions par minute, produit 130 chocs par minute de la tête de la table contre un buttoir solidement relié à tout le système.

La pulpe à la sortie des plaques est amenée sur une boîte de distribution.

Par l'effet des chocs répétés les sulfures se déposent, s'épurent et remontent lentement le long de la pente initiale, pour venir d'eux-mêmes se déverser sur le plancher par le bord recourbé antérieur, tandis que la gangue complètement appauvrie s'écoule avec l'eau par le bord opposé.

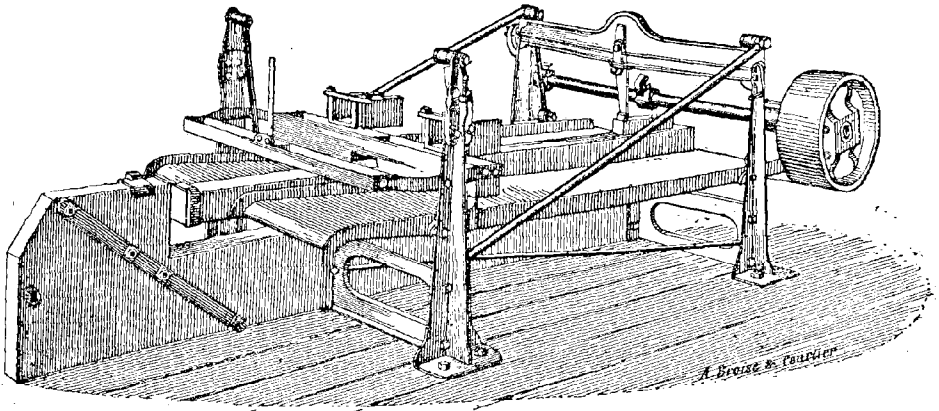


Fig. 64.

Un tel appareil suffit à deux batteries de cinq pilons chacune et passe, en conséquence, environ 12 à 13 tonnes de minerai par vingt-quatre heures.

Il n'exige aucune surveillance spéciale et les concentrés, simplement égouttés sur le plancher, sont chargés à mesure dans les wagons qui les amènent aux usines de fusion de Denver.

On admet qu'ils renferment 10 pour 100 d'humidité.

Le prix de ce concentrateur est, à Black-Hawk, de 175 dollars ou de 910 francs.

**Conditions économiques.** — Les conditions économiques du travail dans les moulins du district de Central-City sont intéressantes à signaler; elles montrent la limite inférieure à laquelle on peut atteindre lorsqu'on se trouve dans un centre industriel, malgré le prix élevé de la main-d'œuvre, grâce à la simplicité des opérations, à l'expérience et au bon travail des ouvriers ainsi qu'à la suppression presque complète de rouages administratifs.

Les fonderies et établissements de construction, fort bien outillés, de Black-Hawk se chargent de la fourniture de tout le matériel et même de la construction complète d'un moulin. Les prix sont actuellement établis en raison de 250 dollars, soit 1.300 francs par flèche, pour la fourniture de tout le matériel des pilons, des plaques, des concentrateurs; ce prix comprend, en outre, la machine motrice qui, en raison de la légèreté des pilons et de l'absence de concasseurs, est évaluée à la force d'un cheval seulement par flèche, et enfin les chaudières dont la capacité est un peu supérieure, pour qu'elle puisse fournir le supplément de vapeur nécessaire au chauffage pendant l'hiver.

Lorsqu'on veut s'épargner le soin de niveler la plate-forme, de creuser les fondations et d'ériger le bâtiment lui-même, on trouve des entrepreneurs qui livrent le moulin tel qu'il a été décrit, prêt à fonctionner à raison de 350 dollars par flèche, ce qui conduit, pour un moulin de 75 pilons, tel qu'il en existe plusieurs à Black-Hawk et à Central-City, à une dépense totale de 136.500 francs.

Un moulin du type précédent peut se subdiviser en unités de cinq batteries, ou de 25 pilons, qui utilisent le mieux la main-d'œuvre; il est néanmoins facile à comprendre que plus le moulin s'élargit, plus les conditions de la main-d'œuvre et, dans une certaine mesure, les conditions des autres frais, s'améliorent; les machinistes, par exemple, peuvent conduire aussi facilement une machine de 100 chevaux qu'une machine de 25 chevaux, et le *mill-man* exercer tout aussi bien sa surveillance dans les deux cas.

En rapportant les frais à un moulin de 25 pilons, nous établirons, comme suit, les frais de broyage, d'amalgamation et de concentration dans le comté de Gilpin.

## FRAIS SPÉCIAUX

DU TRAITEMENT DANS UN MOULIN DE 25 PILONS DU COMTÉ DE GILPIN.

DÉSIGNATIONS DIVERSES	PAR 24 HEURES (POUR 50 TONNES)	PAR TONNE
	francs	francs
<i>Main-d'œuvre.</i>		
1 amalgamateur à 3 \$ 50 . . . . .	17,20	3
2 mécaniciens chauffeurs (1 par poste) à 3 \$ . . . . .	51,20	
2 chargeurs ( <i>feeders</i> ) (1 par poste) à 2 \$ 75 . . . . .	28,60	
1 manœuvre à 2 \$ 50 . . . . .	13	
<i>Combustible.</i>		
2 tonnes houille à 4 \$ 40 la tonne . . . . .	45	1,50
<i>Fournitures.</i>		
Mercure, graisses, éclairage . . . . .	15	0,50
<i>Usure et entretien.</i>		
Grilles, sabots, dés . . . . .	50	1
Entretien et divers . . . . .	15	0,50
TOTAUX . . . . .	195 fr.	6 <sup>fr.</sup> 50

Dans les moulins de 75 à 100 pilons, les frais de broyage peuvent descendre à 5<sup>fr</sup>,20 ou 1 dollar la tonne, et même au-dessous, si l'on a à sa disposition une force hydraulique.

La preuve indirecte du bas prix de revient se rencontre dans les prix à façon des *Custom-mills* de la région. Une section de 25 pilons est louée pour un mois à raison de 1.100 francs par mois, le moulin prenant à sa charge tous les ouvriers, le matériel et les fournitures. Comme l'on passe environ 900 tonnes par mois, ce prix ressort à 1 \$, 22 la tonne. Le prix de revient du traitement est donc forcément inférieur à ce chiffre, puisqu'il doit laisser au moulin son bénéfice.

L'amalgame retiré des plaques intérieures et extérieures est distillé et fondu suivant la méthode ordinaire. La valeur des lingots est d'environ 16 francs l'once, eu égard à l'argent contenu qui en abaisse le titre.

Quant aux *concentrés*, ils trouvent, ainsi que nous l'avons dit en commençant, leur utilisation dans les fonderies de Denver, où ils sont très recherchés comme fondants.

8 tonnes de minerai fournissent, en général, 1 tonne de concentrés.

Quant au prix de vente de ces concentrés, la valeur totale donnée par l'essai pour l'or et pour l'argent est payée par les fonderies avec une déduction de 10 pour 100 pour l'humidité et de 8 dollars par 10 tonnes, pour les frais de transport des moulins aux fonderies de Denver.

Un chemin de fer à voie de 2 pieds, à pentes de 5 pour 100, merveille de construction et d'outillage, relie toutes les mines des environs de Central-City aux moulins situés dans la ville elle-même et jusqu'à Black-Hawk, qui lui fait suite, dans la gorge étroite où coule le maigre torrent qui alimente successivement les moulins étagés sur son cours. Le prix moyen du transport par ce chemin de fer minier est de 0 \$, 50 la tonne pour une distance de 2 à 3 milles (0<sup>fr</sup>,50 à 0<sup>fr</sup>,75 par tonne kilométrique).

Ces conditions économiques exceptionnelles expliquent la prospérité dont jouit ce district, et qui ne s'est pas démentie depuis un quart de siècle.

## B. ANCIENS MOULINS DE LA CALIFORNIE

Dans le moulin californien actuel que nous avons décrit et discuté, l'amalgamation se fait en même temps que le broyage; mais nous devons faire remarquer que, dans certains moulins de la Californie, l'on se borne à broyer le minerai dans la batterie, faisant de l'amalgamation l'objet d'une opération spéciale qui ne porte plus alors que sur une quantité de matière très réduite. A cet effet, l'or et les sulfures aurifères sont retenus, après le broyage, au moyen de couvertures en laine, placées au fond des canaux en bois (*Blanket-sluices*) que parcourt la pulpe à sa sortie de la batterie.

**Blanket-sluices.** — Ces canaux en bois, dont la largeur est généralement de 0<sup>m</sup>,40, ont une pente de 1/16 et leur profondeur est de 0<sup>m</sup>,05. Chaque

batterie de 5 pilons est desservie par un groupe de 3 canaux, sur deux desquels la pulpe est répartie pendant que l'on opère le nettoyage du troisième; la longueur de ces canaux varie de 4 à 9 mètres. Les couvertures qui en garnissent le fond sont fabriquées spécialement pour cet usage; leur longueur est de 1<sup>m</sup>,80 et leur largeur de 0<sup>m</sup>,50, ce qui leur permet de garnir le fond et les côtés du canal; elles sont faites en laine grossière avec le poil d'un seul côté, la face en contact avec le bois étant soigneusement tondue. Chaque couverture pèse 750 grammes environ.

Pendant que la pulpe des batteries circule sur ces couvertures, l'or, les matières aurifères et les plus gros grains de quartz s'engagent entre les poils de la laine, tandis que le quartz finement broyé est entraîné par l'eau. Les matières, en partie stériles, qui s'accumulent peu à peu sur la couverture, finiraient par en empêcher le fonctionnement, si l'on ne procédait à leur nettoyage, à des intervalles assez rapprochés. La plus grande partie des matières lourdes se dépose naturellement vers la partie supérieure des canaux, aussi les couvertures qui garnissent cette partie sont-elles nettoyées toutes les 20 minutes environ, tandis que celles de la partie inférieure ne le sont que toutes les deux heures. Ce travail exige un ouvrier laveur pour trois batteries de cinq flèches. L'ouvrier enlève chaque couverture en la repliant en deux, dans le sens de la longueur, et il la lave dans des baquets en bois où s'accumulent les matières lourdes. La quantité de matière ainsi recueillie varie naturellement avec la quantité de sulfures et s'élève en général à environ 10 0/0.

**Atwood-amalgamator. Eureka-rubber. Knox-pan.**—Quand l'un des baquets de lavage est aux deux tiers rempli, on laisse s'effectuer le dépôt

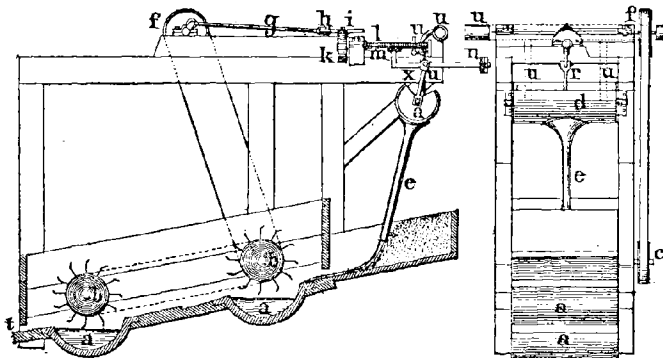


Fig. 65.

et l'on décante. Lorsque la consistance du dépôt est telle qu'on puisse le manier à la pelle, on le transporte dans une machine spéciale pour procéder à son amalgamation.

Cette machine porte le nom d'*amalgamateur Atwood* et est figurée dans le croquis ci-dessus (fig. 65).

L'appareil est très simple et consiste essentiellement en deux auges cylindriques en bois, *a*, de 0<sup>m</sup>,35 de large, de 0<sup>m</sup>,15 de profondeur et de 0<sup>m</sup>,50 de longueur, contenant chacune 150 à 180 kilos de mercure. Au-dessus de chaque auge tourne un cylindre en bois, *b*, de 0<sup>m</sup>,20 de diamètre et 0<sup>m</sup>,40 de longueur, garni de pointes en fer de 0<sup>m</sup>,075, légèrement recourbées à leur extrémité et passant aussi près que possible du mercure sans le toucher. Les cylindres sont à 0<sup>m</sup>,90 de distance ; l'une des auges est à 0<sup>m</sup>,15 au-dessous de l'autre ; le fond incliné qui les relie présente, en son milieu, un ressaut ou *riffle*. Les cylindres, mus par des courroies, font 60 tours par minute.

La matière est chargée à la pelle dans la boîte, *p*, d'où elle est enlevée régulièrement par un courant d'eau, réglé par un ingénieux dispositif automatique qui permet de toujours diriger le jet contre la surface inclinée de la matière à mesure qu'elle est entraînée. Une bielle, *g*, montée sur l'arbre de la poulie de transmission, fait tourner une roue à rochet, *k*, par l'intermédiaire d'un levier à angle droit, *h* ; ce rochet est calé à l'extrémité d'une vis, *l*, sous laquelle est placé un demi-écrou, *m*, maintenu contre elle par le contrepoids, *n*.

Le mouvement de translation de ce demi-écrou fait varier l'inclinaison du tuyau, *e*, qui tourne avec la boîte d'alimentation d'eau, *d*, autour de tourillons placés aux deux extrémités de cette boîte.

L'eau employée dans cet appareil est portée à une température de 50 degrés environ, car on a reconnu que l'amalgamation se fait beaucoup mieux à cette température qu'à froid.

En passant sur le mercure des auges ou du riffle, l'or libre est retenu, tandis que l'agitation constante, produite par les dents en fer des cylindres, facilite la suspension et l'entraînement des parties légères. Il est nécessaire d'entretenir la surface du mercure toujours propre et brillante ; aussi enlève-t-on fréquemment les impuretés qui s'y accumulent, et ces *skimmings* sont mis de côté pour un traitement ultérieur.

À la sortie de cet appareil, la pulpe est envoyée dans deux *sluices* ayant 2<sup>m</sup>,40 de long et 0<sup>m</sup>,50 de large, dont le fond est garni de plaques amalgamées ; la pente de ces canaux est de 1/12.

Dans certains moulins, la pulpe est ensuite amenée dans un appareil appelé *Eureka-rubber*, qui a pour but de rendre brillant, par frottement, l'or *rouillé* ou sali et de faciliter ainsi son amalgamation, lors de son passage subséquent sur de nouvelles plaques amalgamées. Cet appareil consiste, en principe, en une cuve carrée, en fonte, munie d'un faux fond en bois dans lequel sont insérés des dés en fonte ; un cadre suspendu, mobile, porte également des sabots en bois, garnis de fonte, qui frottent sur les dés dans le mouvement de va-et-vient donné par un excentrique.

Les *skimmings*, provenant des nettoyages fréquents du mercure dans l'*Atwood-amalgamator*, sont traités dans un *pan* connu sous le nom de *Knox-pan*, de construction analogue à ceux que nous décrivons au sujet du traitement des minerais complexes.

Dans le moulin d'*Idaho* (Grass-Valley, Californie), qui comprend les différents appareils que nous venons de décrire, l'or libre recueilli est ainsi réparti d'après M. Van Deetken :

Atwood-amalgamator. . . . .	65,5
Knox-pan. . . . .	26
Eureka-rubber . . . . .	4,5
Plaques de cuivre. . . . .	2
Riffle. . . . .	2
	100,0

Dans les anciens moulins de Californie, où l'on emploie la méthode sommairement décrite ci-dessus, la pulpe est finalement soumise à une concentration qui a pour but de recueillir les pyrites aurifères. Les appareils de préparation mécanique auxquels on a recours dans ces moulins (*Spitzkasten, Round-Buddles, Tossing-tubs*) étant décrits dans tous les ouvrages traitant de la préparation mécanique, nous croyons inutile d'en donner ici le détail.

Ayant déjà parlé du *Frue-vanner*, qui est l'appareil le plus en faveur maintenant, nous nous bornerons, pour clore la liste des machines de concentration, à donner la description du *Hendy's concentrator*, encore fort employé dans certains moulins des États-Unis et représenté ci-dessous (fig. 66).

**Hendy's-concentrator.** — Cet appareil consiste en une cuve en fonte de 1<sup>m</sup>,50 à 1<sup>m</sup>,80 de diamètre, supportée, en son centre, par un arbre ver-

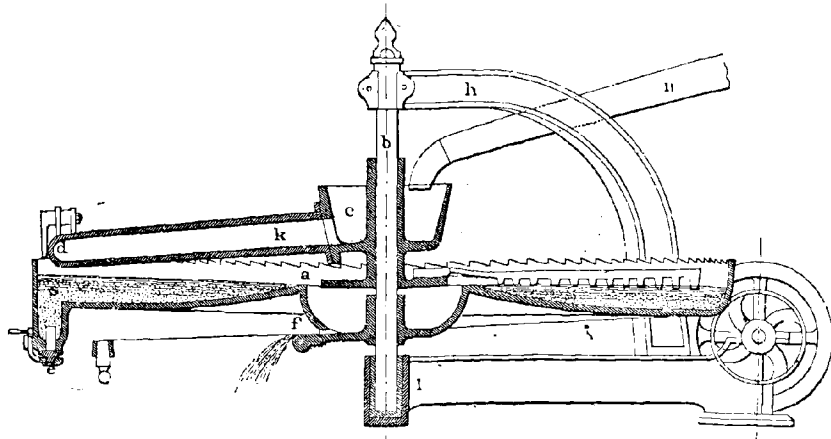


Fig. 66.

tical et à laquelle un excentrique communique un mouvement circulaire alternatif. Le fond de la cuve se relève, vers le centre, jusqu'à la hauteur du bord extérieur. La matière à concentrer est introduite dans une trémie centrale, *c*, d'où elle est conduite au moyen d'un tuyau, *k*, et d'un distributeur, *d*, à la périphérie de la cuve. Le rebord de la cuve étant taillé en crémaillère, son mouvement alternatif produit le déplacement du distributeur, lequel amène alors le minerai successivement sur tout le pourtour de l'appareil. Des râtaeux ont boulonnés sur le fond de la trémie et tournent avec le distributeur; ils



servent à recouper la masse en traitement et à faciliter la descente des pyrites vers le fond. On communique à la cuve 200 à 300 secousses par minute, ce qui maintient la matière dans un état de constante agitation.

Les pyrites s'accumulent vers le fond, d'où elles sont évacuées, d'une manière continue, par un orifice, *e*, dont on règle l'ouverture; les *tailings* sortent de même, régulièrement, par un orifice central, *f*.

La pulpe provenant des batteries est traitée dans ces appareils sans addition nouvelle d'eau, et chacun d'eux peut traiter 5 tonnes en 24 heures; on doit donc en employer généralement deux par batterie de cinq pilons.

### C. MOULINS DESTINÉS AU TRAITEMENT DES GRAVIERS AURIFÈRES CIMENTÉS.

Dans l'étude du traitement des graviers aurifères cimentés, nous avons fait observer que le lavage au sluice n'est plus applicable à ces graviers et qu'il devient nécessaire de les broyer et de les amalgamer.

Ces opérations s'effectuent dans des moulins (*stamp-mills*) tout à fait analogues aux moulins destinés à broyer le quartz aurifère. Nous n'avons donc pas à les décrire à nouveau, et nous signalerons simplement ici les particularités qu'ils présentent.

Le gravier cimenté étant moins dur que le quartz et renfermant d'ailleurs, en général, de l'or beaucoup plus gros, ce broyage n'a pas besoin d'être poussé aussi loin, de sorte que le rendement par flèche est plus considérable.

L'amalgamation s'effectue, comme dans les moulins de quartz, à l'aide de plaques intérieures et extérieures, suivies quelquefois de concentrateurs, mais plus généralement d'un cours de sluices.

En Californie, les moulins traitant les *graviers cimentés* sont ordinairement mus par la force hydraulique. Comme exemple, nous citerons le moulin de la *Lyon mine, Eldorado county* (Californie), dont les 20 pilons sont actionnés par la force hydraulique produite par *trente pouces de mineur*, sous une pression de 40 mètres.

**Particularités de la batterie.** — Le poids du pilon, dans les moulins de construction récente, est de 380 kilos, chiffre déjà cité pour les moulins à ore proprement dits.

On lui fait battre 80 à 90 coups par minute, avec une chute de 0<sup>m</sup>,25.

Les grilles sont en feuilles d'acier, généralement avec trous ronds de 0<sup>m</sup>,0047 de diamètre.

**Conduite du travail.** — Le gravier cimenté est conduit, par une voie ferrée, du puits ou de la galerie de sortie jusqu'aux *ore-bins* du moulin, dans lesquels il est souvent déversé à l'aide d'un couloir qui rachète la différence du niveau.

Le gros gravier et les *boulders*, séparés par une grille, ne sont pas broyés, mais sont conduits au *dump*.

Le chargement du minerai et la conduite du travail de broyage et d'amalgamation ne présentent aucune particularité.

Par suite des considérations que nous avons fait valoir, la production par flèche dépasse la moyenne citée pour les moulins broyant le quartz et peut atteindre un rendement de 4 tonnes par 24 heures.

**Conditions économiques.** — Suivant la dureté du gravier et les facilités de son exploitation, le coût moyen de l'extraction et du broyage de la tonne varie dans d'assez larges proportions.

Comme exemple, nous citerons, d'après Th. Egleston, les résultats d'une campagne du moulin de la *Paragon mine*, dans le comté de *Placer*, Californie, pendant les années 1879-1880.

Ce moulin est composé de 10 pilons, mus par une machine à vapeur consommant 3 cordes de bois par jour (10 stères). Il broie 40 tonnes environ par jour.

La mine est travaillée par 51 ouvriers, mineurs et rouleurs. Le développement du tunnel de sortie est de 575 mètres. Le salaire journalier des ouvriers de la mine est de 15<sup>fr</sup>,75. Les deux mécaniciens du moulin sont payés chacun 39<sup>fr</sup>,40 par jour; les deux chargeurs, ensemble 36<sup>fr</sup>,75, les trois aides 31<sup>fr</sup>,50, le forgeron 18 francs. Un seul contremaître suffit pour surveiller tous les travaux.

La campagne de 200 jours a donné les résultats suivants :

4.241 <i>Cars-load</i> broyés, pesant environ. . . . .	7.561 tonnes
Richesse totale recueillie. . . . .	255.385 fr. »
Richesse moyenne par <i>car-load</i> . . . . .	55 50
Richesse moyenne par tonne. . . . .	37 »
Coût moyen du traitement pour extraction, y compris les travaux au stérile, et pour broyage et amalgamation, par tonne. . . .	12 78

D'une façon plus générale, on estime, aux États-Unis, que lorsqu'on a une force hydraulique à sa disposition et que les conditions de la mine sont favorables, la teneur des graviers cimentés, pour être rémunératrice, doit varier de 3 \$ à 3 \$, 50 par yard cube ou, en d'autres termes, de 11 à 13<sup>fr</sup>,50 par tonne. Il existe, en effet, certaines mines où le coût total du traitement est descendu jusqu'à 5<sup>fr</sup>,75.

#### D. MOULINS TYROLIENS.

Les moulins tyroliens reposent sur le principe de la séparation des opérations de broyage et d'amalgamation, opérations qui, comme nous venons de le voir, se trouvent réunies en une seule dans le type californien actuel.

Ces moulins ont été longtemps considérés en Europe comme fournissant la solution économique et rationnelle de l'extraction de l'or des minerais filoniens. Ils ne sont plus en usage aujourd'hui qu'en Hongrie, en Transylvanie, et dans certaines vallées reculées des Alpes, où le bas prix de leur installation et leur facile adaptation aux entreprises isolées leur permettent encore de lutter contre des installations plus rationnelles et plus perfectionnées.

A ce titre, le moulin tyrolien qui fonctionne encore à l'heure actuelle à l'usine royale de Vöröspatak mérite au moins une description sommaire ; mais déjà le moulin californien a fait son apparition en Transylvanie et l'époque n'est sans doute pas éloignée où dans les contreforts des Carpathes, comme cela a lieu déjà pour l'exploitation des vallées du Zambèze et du Fleuve Orange dans l'Afrique australe, on s'adressera aux constructeurs de Chicago et de San Francisco pour leur demander ces usines, d'un type si étudié et d'une fabrication si courante, dont nous avons essayé de donner la description.

#### a. APPAREILS DE BROUAGE.

**Cassage.** — Avant de passer aux bocards, le minerai est cassé à la main en morceaux de 6 à 7 centimètres au plus. Les ouvriers hongrois emploient un marteau (*putzka*) dont la tête pèse 2 ou 3 kilogrammes. Un ouvrier casse 1 tonne à 1<sup>r</sup>,50 par jour.

**Bocardage.** — Le minerai cassé passe ensuite aux ateliers de bocardage, où il est broyé par des pilons. Les pilons sont groupés en batteries dont chacune comprend 3 à 5 flèches, la disposition la plus usitée étant le groupement de 3 batteries de 3 pilons chaque.

Nous choisirons, comme type de notre description, le bocard qu'on employait autrefois à Schemnitz et qui est encore en usage à l'usine de Vöröspatak (Transylvanie). La Planche XX, fig. 56 et 57, en montre les divers éléments.

**Fondations.** — La construction du bocard réclame un nivellement parfait du terrain dans lequel on établit de solides fondations en maçonnerie.

**Bâti.** — Sur ces fondations repose une charpente en bois composée de semelles horizontales, *s*, espacées en plan, de mètre en mètre ; sur ces semelles, on assemble les pièces verticales, *m*, et les contre-fiches, *f*.

**Auge.** — La charpente du bâti reçoit l'auge commune à la batterie. Cette auge est une caisse rectangulaire dont chaque paroi est formée de 7 à 8 poutres de chêne ou de hêtre superposées, de 0<sup>m</sup>,16 à 0<sup>m</sup>,17 d'équarrissage. On les dresse avec soin et on en calfaté les joints. Dans les semelles s'engage un fort madrier de 0<sup>m</sup>,28 qui forme le fond de l'auge.

**Sole.** — La sole sur laquelle doivent battre les pilons se compose de lits successifs de fragments de quartz fortement tassés et ne laisse qu'un vide de 0<sup>m</sup>,33 à 0<sup>m</sup>,34 à la partie supérieure de l'auge.

**Pilon.** — Chaque pilon est composé d'une poutre ou *flèche* bien dressée, en chêne ou en hêtre, de 3<sup>m</sup>,70 de long sur 0<sup>m</sup>,14 d'équarrissage. Son extrémité inférieure est armée d'un *sabot* en fonte blanche très dure, de forme quadrangulaire, dont l'extrémité est logée dans l'épaisseur de la pièce de bois et maintenue par deux frettes et des coins. Chaque pilon porte un mentonnet, *r*, en

fonte, qui peut glisser facilement le long de sa tige et que l'on fixe, à une hauteur convenable, par un coin de bois; c'est contre la partie saillante de ce mentonnet, épaisse de 0<sup>m</sup>,03, que vient buter la came qui soulève le pilon.

Chacun de ces pilons pèse de 100 à 125 kilos.

**Colonnes et guides.** — Entre chaque batterie et aux deux extrémités de l'auge, des colonnes en chêne, appuyées et soutenues par les pièces, *d*, sont assemblées à mortaise sur la pièce du fond. Ces colonnes sont reliées par les guides horizontaux, *ll*, qui ne laissent entre eux que l'intervalle nécessaire au jeu des pilons. Les premiers guides sont à 1 mètre du bord supérieur de l'auge, les autres à 1<sup>m</sup>,80 au-dessus d'eux. Les surfaces qui supportent le frottement des pilons sont garnies d'une plaque de tôle et enduites de graisse.

**Tiroir et table.** — Un plateau, *t*, de 3 à 4 centimètres, appelé *tiroir*, régné d'une colonne à l'autre; il est mobile entre des coulisses verticales, et permet de faire varier, suivant qu'on l'abaisse ou qu'on l'élève, la fente longitudinale, *x*, seul orifice de sortie des eaux. Les eaux, en s'échappant à travers cette fente, coulent sur un plan incliné, *ii*, appelé table du bocard.

Un canal horizontal, *u*, s'étend sur toute la longueur du bocard; sa section est de 0<sup>m</sup>,25 sur 0<sup>m</sup>,12; il amène l'eau nécessaire et celle-ci s'écoule sur la sole par les petits canaux verticaux, *u' u''*.

**Arbre à cames.** — L'arbre à cames est placé au-devant du bocard, à une hauteur suffisante au-dessus du niveau de la table. Il est, soit placé sur le prolongement de l'arbre de la roue hydraulique qui le mène, soit relié à cette roue par l'intermédiaire d'engrenages.

Les *cames* sont en chêne ou en hêtre; elles sont taillées suivant une développante de cercle, et leur extrémité est rognée, de façon à laisser retomber subitement le pilon après qu'elles l'ont élevé au sommet de leur course.

La vitesse de rotation des arbres varie de 12 à 18 tours par minute; le nombre des cames est de 4 à 6; le nombre des levées d'un pilon de 50 à 70 par minute. La hauteur de chute est, en général, de 0<sup>m</sup>,30 (0<sup>m</sup>,37 pour les plus légers, 0<sup>m</sup>,15 pour les plus lourds).

**Trémies de chargement.** — A côté des *bocards* sont disposées les *trémies de chargement*. Elles portent le nom de *rolle* et sont de deux types différents, la *rolle saxonne* et la *rolle hongroise*.

La *rolle saxonne* est une caisse prismatique, ouverte à la partie supérieure, s'étendant sur toute la longueur du bocard et divisée intérieurement par des cloisons verticales, dont chacune correspond à une colonne du bocard. Chaque batterie a donc son compartiment. Vers la partie inférieure est une ouverture rectangulaire dont on fait varier la dimension au moyen d'un tiroir. Au-dessous, est un canal incliné, *k*, dont l'extrémité inférieure débouche au bord de l'auge du bocard. Le fond du canal repose sur une pièce horizontale, *h*, et peut pivoter sur deux tourillons. L'extrémité inférieure est reliée à un poinçon en bois, *p*, que vient frapper un mentonnet, *r*, fixé au pilon (fig. 58); elle est ainsi abaissée par la chute du pilon; l'extrémité supérieure du canal vient

buter sur le fond incliné de la *rolle* et lui imprime une secousse qui fait descendre le minerai automatiquement dans l'auge du bocard.

La *rolle hongroise* (fig. 67), imaginée pour empêcher le tassement des matières au moment des gelées, est une caisse à section trapézoïdale, à parois

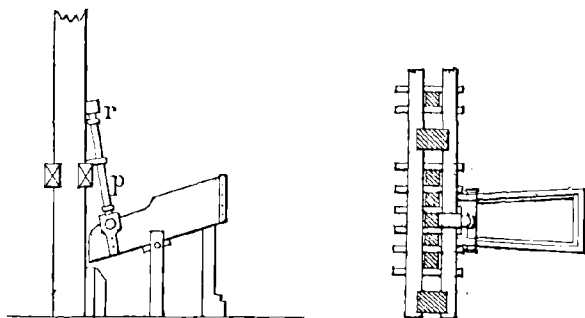


Fig. 67.

inclinées, qui est placée sur un système de trois pieux, à l'arrière de chaque batterie de bocards. Elle est mobile sur deux tourillons et tient 0<sup>m</sup><sup>s</sup>,100 de de minerai. Elle est ébranlée, comme la précédente, par l'intermédiaire du mentonnet, *r*, et du poinçon, *p*.

#### b. APPAREILS D'AMALGAMATION.

**Moulins tyroliens.** — Le moulin tyrolien, représenté Pl. XXI (fig. 68 et 69), se compose essentiellement d'une cuvette circulaire, ABCD, en fonte, contenant une couche de mercure *mn*; dans ce vase, et venant épouser la forme des parois, se trouve un coursier, FG, en bois; les trois tiges, HH' H'', sont fixées sur lui par leur extrémité inférieure au moyen de boulons, et le réunissent à un axe vertical en fer, KL. Cet axe repose sur une crapaudine, K, et communique au coursier le mouvement de rotation qu'il reçoit d'un engrenage. Le coursier, évidé en cône à l'intérieur, présente une ouverture circulaire à son centre, pour laisser tomber le minerai; dans cette ouverture passe le tube, Q, venu de fonte avec l'auge et supportant la crapaudine.

Sur la face extérieure du coursier, cerclé de fer, et sur son cercle inférieur, sont disposés une série de couteaux en forte tôle, simplement enfoncés dans l'épaisseur du bois. Ces couteaux ont une saillie de 1 à 2 centimètres seulement et sont disposés suivant des rayons. Leur nombre est très variable. Ils viennent effleurer la surface du mercure et les parois de l'auge; autrefois, on les faisait mordre dans le bain de mercure, mais l'amalgamation était moins bonne. Un écrou, R, permet de fixer, à une hauteur convenable, le coursier sur l'arbre moteur. En DE est un déversoir pour la sortie des eaux qui amènent le minerai broyé en S. La longueur de l'axe moteur est très variable; enfin il existe toujours un dispositif quelconque permettant de faire marcher

les moulins indépendamment l'un de l'autre, c'est-à-dire permettant d'embrayer ou de débrayer facilement le coursier d'avec l'engrenage moteur.

**Plans inclinés et couvertures.** — Tout l'or n'est pas recueilli par amalgamation. Après les moulins et entre les rangées de moulins, sont disposés des plans inclinés ayant un même plancher, mais séparés les uns des autres par des rebords de 0<sup>m</sup>,05 de largeur sur 0<sup>m</sup>,04 d'épaisseur. Leur largeur est de 0<sup>m</sup>,40 à 0<sup>m</sup>,50, leur longueur 2<sup>m</sup>,50, et leur inclinaison de 15 à 20 pour 100. Chacun de ces plans inclinés est recouvert complètement par deux couvertures rectangulaires en drap grossier ou en laine, dont les aspérités retiennent les particules d'or un peu volumineuses.

#### C. CONDUITE DU TRAVAIL DANS LES MOULINS TYROLIENS.

**Travail des bocards.** — Le minerai cassé au marteau est chargé dans les *rollen*; le canal de chaque rolle amenant le minerai au bocard débouche sous le pilon du milieu de la batterie, lequel généralement frappe le premier. On donne accès à l'eau et on la laisse s'élever dans l'auge jusqu'à un niveau tel que le sabot en fonte y reste toujours partiellement immergé. Cette eau se charge ainsi constamment des matières triturées et, grâce à l'agitation produite par les pilons, elle sort facilement par la fente longitudinale, s'écoule sur la table et va, de là, dans le canal qui la conduit aux moulins. La quantité d'eau introduite dans un bocard est en moyenne de 9 litres par minute.

Un seul homme surveille à la fois vingt ou trente pilons; il remplit les *rollen* et graisse les surfaces frottantes; la consommation de graisse pour un bocard de 9 pilons est de 1<sup>kg</sup>,5 à 2 kilogrammes par mois.

L'ouvrier prend, de temps en temps, un essai pour surveiller la marche de l'opération, en plaçant une petite auge dans le canal, *x*. L'échantillon, laissé en repos quelques instants montre la nature et la grosseur du grain produit. On les modifie en augmentant ou diminuant la venue d'eau, la profondeur de la sole, l'orifice de sortie, la vitesse et le nombre de coups de pilons.

La quantité de minerai, traitée par un bocard dans un même temps, varie suivant la nature des gangues et le degré de trituration qu'on veut obtenir. On passe, en général, de 300 à 500 kilogrammes par flèche et par vingt-quatre heures.

**Travail des moulins.** — A la sortie du bocard, l'eau chargée de minerai broyé traverse un tamis en fil de fer qui retient les débris de bois ou de fer provenant de la mine ou des appareils. Elle entre dans le moulin par le canal, *s* (fig. 68 et 69), remplit le vide conique, *MP*, du coursier et descend sur la surface du mercure, où les schlamms qu'elle dépose sont constamment brassés par les couteaux. Grâce à son mouvement giratoire, elle remonte le long des parois de la cuvette et en sort par l'orifice, *E*, qui la conduit dans un second moulin situé au-dessous du premier.

Au contact du mercure, les particules d'or sont amalgamées et elles sont



Fig. 68 .

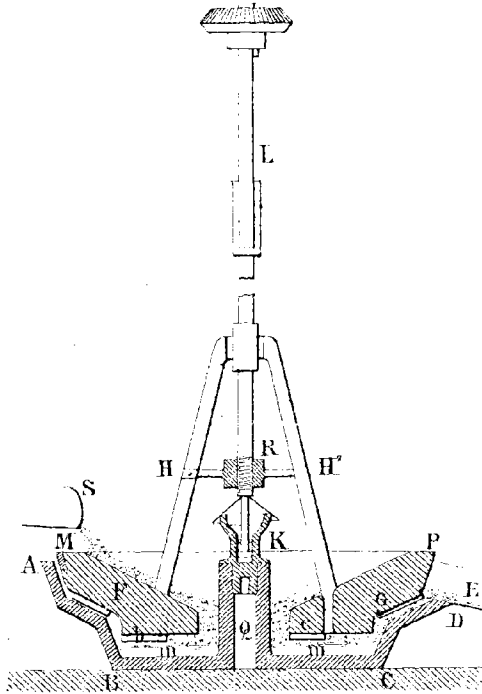
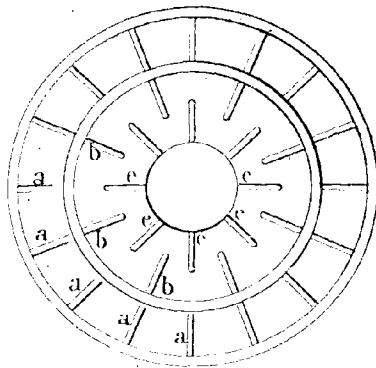


Fig. 69 .



Vue en dessous



retenues dans la masse du mercure, ou tombent au fond si elles sont assez grosses. La marche est la même dans les moulins inférieurs. A la sortie des moulins, l'eau est distribuée sur les plans inclinés, où les particules d'or qui ont échappé à l'amalgamation sont retenues par les toiles. Les matières qui restent en suspension dans l'eau se classent et se déposent dans une série de canaux qui font suite aux moulins et dont l'ensemble constitue le *labyrinthe*. On fait généralement traverser trois moulins superposés à l'eau chargée du minerai, le dernier étant de plus grande dimension que les deux autres; ces moulins retiennent respectivement 74, 20 et 6 pour 100 de la quantité totale d'or retenue.

Il faut au moins 6 moulins et, en général, 8 à 9 pour un bocard de 10 pilons avec 5 plans inclinés.

Le bon fonctionnement du moulin dépend de la vitesse du coursier, de la quantité de mercure employé et de la quantité de minerai traité.

La vitesse du coursier varie de 12 à 15 tours par minute, suivant que les minerais sont riches ou pauvres. Au-dessous de 12 tours, le moulin s'encombre; au-dessus de 25, le mercure est projeté hors de la cuvette.

On emploie environ 4 parties de mercure pour 1 partie d'or contenue dans le minerai.

#### D. EXTRACTION DE L'OR.

On retire l'amalgame des moulins quand le mercure commence à devenir pâteux, ce qui arrive généralement tous les mois ou tous les deux mois. On filtre ce mercure à travers une peau de chamois deux ou trois fois de suite. L'amalgame, qui tient de 28 à 40 pour 100 d'or, est pesé et distillé. Tout le mercure est renvoyé aux moulins. La perte en mercure n'est jamais supérieure à 25 pour 100 de la quantité employée et varie, suivant la nature des gangues, de 1 à 2 kilogrammes par 100 tonnes de minerai traité.

Les couvertures (*plachen*) qui sont sur les plans inclinés sont lavées toutes les deux heures dans une cuve pleine d'eau, où elles abandonnent un dépôt riche en or. On lave et on sépare l'or au moyen d'un traitement à la table dormante et à l'augette à main. Le mélange très riche obtenu est amalgamé puis distillé.

D'après Pache, les pertes en or dans la méthode tyrolienne seraient très faibles et ne dépasseraient pas 7 à 14 pour 100 de l'or total contenu.

#### E. MÉTHODE DES ROUMAINS.

En Transylvanie, l'exploitation des quartz aurifères se fait par associations de mineurs qui traitent, chacun, la part de minerai qui lui échoit comme gage de son travail.

Tout le long des ruisseaux, on trouve une série de roues à augets en dessus qui actionnent chacune une batterie de flèches (de 3 ou 4 à 10 ou 15). Ces

bocards ont une tête de fonte fixée à une tige en bois ; ils pèsent 100 kilogrammes et battent de 30 à 50 coups par minute ; la hauteur de chute varie de 20 à 30 centimètres. Le minerai tombe d'une façon ininterrompue, par un plan incliné, au fond de la caisse dans laquelle sont les bocards. Un courant d'eau continu arrive également au fond de la caisse.

L'or, par suite de sa grande densité, tend à rester au fond de la caisse, tandis que le quartz et même les pyrites passent à chaque coup par-dessus le seuil. À la suite de la caisse, se trouve une table en planches inclinée, où la séparation des pyrites et du quartz se fait naturellement.

On retrouve, au bout d'un certain temps, dans la caisse une poudre d'or plus ou moins mélangée de pyrite. On concentre cette poudre en la lavant dans une sébille. Quand la proportion d'or devient considérable, les Roumains l'amalgament, ou bien la vendent telle quelle.

On recueille la pyrite en traitant par concentration les matières qui se sont déposées sur la table, et les résidus du lavage et de la concentration de l'or ; dans ce but on lave sous un courant d'eau sur une caisse ouverte d'un côté et dont le fond est presque horizontal. On râble le minerai continuellement en le ramenant sous le jet d'eau au point le plus élevé de la caisse.

L'appareil est simple, mais exige une main-d'œuvre coûteuse ; aussi les Roumains gagnent-ils à peine 3 à 4 florins par semaine, quoiqu'ils soient aidés par leur famille. Si néanmoins ils persistent dans ce travail ingrat, c'est d'abord à cause de la simplicité de leurs besoins, et surtout à cause de cette espérance tenace de faire des trouvailles exceptionnelles qui existe au fond du cœur de tous les mineurs et qui y persiste malgré les déceptions incessantes dont ils sont abreuvés.

#### F. ARRASTRA MEXICAINE.

L'*arrastra* mexicaine, l'un des éléments constitutifs des usines de traitement des minerais d'argent (*Haciendas de beneficio*) établies dans les États Hispano-Américains, après l'invention du procédé d'amalgamation *au patio*, est encore, dans quelques localités, l'instrument primitif, mais efficace, à l'aide duquel sont effectués le broyage et l'amalgamation des minerais d'or proprement dits.

La pierre dure et le bois, seuls matériaux employés à la construction de cet appareil, se rencontrent d'habitude dans les contrées peu civilisées où l'on peut songer à établir cette machine pour le traitement de minerais d'or de grande valeur ; elle peut, au besoin, être mise en mouvement par des bêtes de trait ou par des agencements hydrauliques très simples. Enfin, si elle n'est pas en mesure de permettre une grande production, elle a, par contre, l'avantage d'être parfaitement appropriée à son emploi ; aussi est-on en droit de se demander si tous les perfectionnements introduits à l'époque actuelle sont réellement des progrès au point de vue abstrait d'une métallurgie rationnelle, puisque les appareils perfectionnés sont incapables d'effectuer un traitement aussi parfait, c'est-à-dire entraînant aussi peu de pertes, que celui de l'*arrastra*, et que la grande

capacité de production des nouveaux moyens mis en œuvre ne s'obtient qu'au prix de pertes très considérables en métaux précieux.

Les circonstances où l'arrastra est employée pour broyer et amalgamer les quartz aurifères proprement dits sont devenues rares aujourd'hui, puisque la teneur courante de ces quartz est assez faible, circonstance qui a presque partout fait adopter l'emploi d'appareils d'un plus grand débit. Néanmoins, à cause de l'excellence du travail de l'arrastra, nous entrerons, sur la construction et le travail de cette machine, dans quelques détails sur lesquels, alors, nous n'aurons pas à revenir lorsque nous aborderons l'étude du traitement des minerais auro-argentifères.

**Trapiche.** — Le minerai que l'on veut passer à l'arrastra doit d'abord être concassé et grossièrement broyé; cette opération s'effectue soit à l'aide de bocards légers, soit à l'aide du *trapiche* ou *moulin chilien*. Dans sa construction primordiale, le *trapiche*, analogue aux moulins à huile de nos pays, consistait en une meule verticale en pierre dure, généralement en granite, ayant environ 2 mètres de diamètre et 0<sup>m</sup>,40 d'épaisseur, et pesant de 3 à 4 tonnes. Cette meule se mouvait autour d'un pivot central par l'intermédiaire d'un arbre en bois passant par son centre et reposant, par une douille, sur le pivot.

Du côté opposé à la meule, l'arbre se prolongeait en dehors de l'aire de broyage circulaire, à la circonférence de laquelle la meule effectue sa révolution, et l'on attachait à ce bras un animal chargé de le faire mouvoir.

Des perfectionnements ont été, depuis, apportés à la construction de ces moulins à meules verticales; on les a notamment munis de deux meules en fonte pouvant être actionnées par une force hydraulique; mais, comme dans cette partie du travail il ne s'agit que d'un broyage grossier, on a presque partout renoncé à l'usage du *trapiche* et on a remplacé cette machine par des concasseurs ou des pilons.

**Arrastra.** — Description de l'appareil. — L'arrastra se compose d'une aire pavée, entourée d'une murette en pierre, sur laquelle se meut circulairement une pierre lourde (*voladora*), ou *trainard*, attachée à un bras horizontal qui repose sur un pivot central et qu'un animal attelé à l'autre extrémité du bras est chargé de mettre en mouvement.

À l'origine, le pavage était fait en pierres brutes, choisies parmi les pierres les plus dures de la contrée; on les posait sur un fond d'argile et on égalisait leurs faces supérieures par une marche à vide plus ou moins prolongée.

Dans les usines actuelles, on construit avec plus de soin l'aire de broyage. La pierre que l'on emploie est généralement du porphyre quartzifère, taillé régulièrement en dalles de 0<sup>m</sup>,75, que l'on pose debout et côte à côte, en dressant parfaitement les côtés que l'on jointoie avec du ciment, ou dont on remplit soigneusement les interstices avec les poussières les plus fines provenant des opérations antérieures.

Le mur circulaire qui entoure l'aire de broyage s'élève d'environ 0<sup>m</sup>,60 au dessus du fond, formant ainsi une cavité dont le diamètre est généralement de 5 mètres. Au centre, un *dé* en pierre, un peu surélevé, forme la base d'un

pivot en bois auquel sont reliés deux ou quatre bras; à chacun de ces bras sont attachés un ou deux *trainards* qui effectuent le broyage.

Les pierres que l'on choisit pour cet usage sont également en porphyre quartzifère; elles doivent avoir un grain assez *lâche*, de façon à présenter, jusqu'à leur entière usure, une bonne surface de broyage. Avec un grain *serre* elles se poliraient au bout de très peu de temps et seraient, par suite, bientôt hors de service.

L'ensemble de ces pierres (*voladoras*) pèse de 300 à 800 kilogrammes lorsqu'elles sont neuves; on les remplace, une à une, dès qu'elles sont réduites par l'usure à ne peser que 200 kilogrammes, de façon à ce qu'il y ait à la fois des pierres neuves et des pierres vieilles en travail. Deux trous sont percés dans chacune d'elles; on y enfonce des chevilles en bois destinées à recevoir les crochets au moyen desquels on relie les trainards aux bras, à l'aide de cordes, de lanières de cuir ou de chaînes. Le réglage de ces attaches est fait de façon à ce que la partie antérieure des pierres *relève* de 0<sup>m</sup>,05 lorsque la partie postérieure traîne sur le pavage.

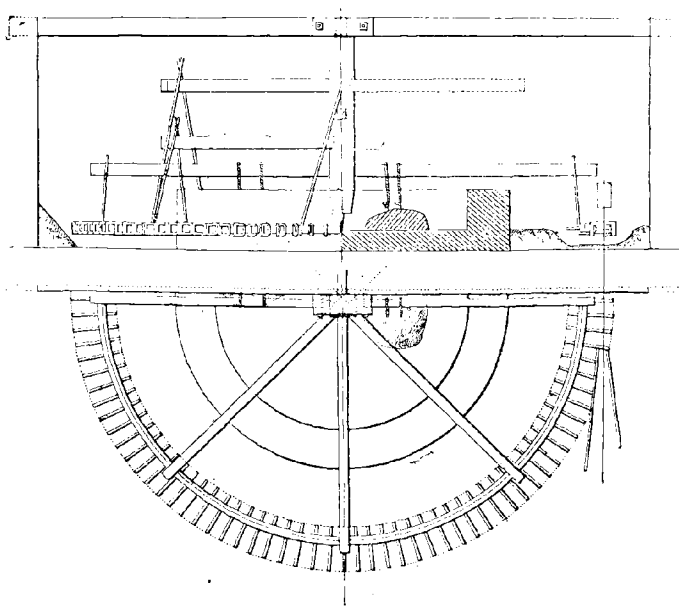


Fig. 70.

L'arrangement des bras varie suivant que la machine est mise en mouvement par des animaux ou par une force hydraulique : dans le premier cas, un des bras s'allonge au delà des bords de l'arrastra et on lui attelle une ou deux mules; dans le second, tous les bras se projettent en dehors de la murette, et à ces bras sont attachées des tringles qui supportent une roue horizontale. Cette roue, de 6 mètres de diamètre, appelée *tahona*, est figurée dans le croquis ci-dessus (fig. 70); elle est formée de palettes rectangulaires légèrement

concaves, placées de champ et espacées de 0<sup>m</sup>,15. L'eau, amenée par une buse en bois, frappe ces palettes (*cucharas*) et la roue tourne dans un canal creusé en dehors de l'arrastra. Ce dispositif n'utilise qu'une faible partie de la force hydraulique disponible; mais, lorsque l'eau est très abondante, l'économie que l'on pourrait réaliser par un emploi plus judicieux de la force ne doit pas entrer en ligne de compte. Lorsque, au contraire, pour faire mouvoir plusieurs arrastras, on a besoin d'utiliser plus rationnellement l'eau dont on dispose, on doit employer des roues en dessus ou des turbines et transmettre le mouvement à l'arbre vertical par un arbre horizontal et des roues d'angles.

**Mode de travail.** — Lorsque l'arrastra est neuve ou lorsqu'on en a remplacé le pavage, on la fait tourner à vide, ou avec quelques charges de minerai de basse teneur, pour égaliser la surface des pierres de pavage, et pour remplir les interstices, avec une matière de peu de valeur, chaque fois que les pierres n'ont pas été jointoyées. Après quatre ou cinq jours, le travail proprement dit peut commencer.

La charge usuelle est d'une tonne pour une arrastra de 5 mètres de diamètre. On ajoute progressivement de l'eau de façon à avoir une *pulpe* suffisamment consistante, la quantité d'eau totale étant, en poids, à peu près égale à la charge. S'il y a trop peu d'eau, le minerai est enlevé et poussé en avant par les *trainards*, sans être broyé; s'il y en a en excès, le minerai s'agglomère sous ces broyeurs. Le mouvement doit être lent au début; mais, lorsque les plus gros morceaux ont été écrasés, il doit être accéléré à raison de 6 à 10 tours par minute.

Dans le cas particulier qui nous occupe, celui du traitement des quartz aurifères, l'arrastra doit effectuer le broyage et l'amalgamation. Aussi ajoute-t-on le mercure après huit heures environ de broyage. Suivant la richesse du quartz, on introduit d'abord, en une fois, de 2 à 5 kilogrammes de mercure ou plutôt un poids correspondant de mercure déjà amalgamé avec une faible proportion d'argent, de cuivre ou de zinc, car ces amalgames s'emparent plus facilement de l'or que le mercure pur. On continue les jours suivants à ajouter une certaine quantité de mercure suivant les indications données par l'essai (*tentadura*) fait par l'amalgamateur (*azoguero*). Il est désirable que l'amalgame ne soit ni trop liquide ni trop sec. Un amalgame convenable s'aplatit, s'étend de lui-même et présente ainsi de larges surfaces de contact; un amalgame liquide roule en globules et a un effet utile beaucoup moindre.

L'essai se fait en puisant, avec une corne fendue, une petite portion de pulpe dans les diverses sections de l'arrastra, puis en lavant chacune de ces prises, en réunissant l'amalgame qu'elles renferment, et en jugeant, par la pression de cet amalgame contre les parois d'un vase, de son degré de malléabilité. L'expérience pratique, acquise par les *azogeros* leur fait apprécier, par ce seul essai sommaire, l'état d'avancement du travail et le dosage du mercure à ajouter successivement. En général, il ne faut pas que l'amalgame recueilli contienne plus de 20 pour 100 de son poids en or et en argent.

La durée de l'élaboration d'une charge est variable suivant la nature du minerai. On juge que la porphyrisation est complète par l'impression que

donne la pulpe en la pressant entre le pouce et l'index ; on poursuit quelquefois le travail jusqu'à ce que l'on ne sente plus de matière sableuse, mais on s'arrête généralement avant ce terme, estimant que l'économie de temps compense l'imperfection de l'amalgamation. Avec des minerais très riches, dans lesquels l'or est fin, on ne peut guère broyer par mois plus de 12 tonnes dans un appareil ayant les dimensions citées plus haut.

Lorsque l'essai a démontré que le travail est complet, on introduit de l'eau dans l'arrastra pour délayer la matière et permettre aux parties les plus lourdes de se déposer. Dans le cas de traitement de minerais auro-argentifères, ce sont ces parties légères, conduites aux fosses de dépôt, que l'on traite au *patio*. Dans le cas de minerais exclusivement aurifères, on évacue simplement les boues légères ou *slimes*, en ayant soin d'opérer progressivement cette évacuation, au moyen de bouchons étagés sur la paroi qui ferme la gargouille d'écoulement, et de ne pas vider à fond l'arrastra. Cette dernière opération ne se fait que lorsqu'on veut procéder au nettoyage général et à la récolte de l'amalgame, c'est-à-dire une fois par mois, ou même seulement trois ou quatre fois par an pour les arrastras bien construites.

Le nettoyage de l'arrastra se fait en grattant soigneusement les pierres de pavage et les trainards avec un outil en fer recourbé, de manière à enlever toutes les parcelles d'amalgame et le minerai adhérent qui pourrait en contenir. Le produit de ce grattage est appelé *raspadura*.

Dans le cas où les pierres du pavage sont usées, on procède à leur nettoyage complet, en ayant même le soin de laver jusqu'à une certaine profondeur la terre sur laquelle elles reposent.

Dans quelques localités, la *raspadura* est simplement lavée avec du mercure frais dans un vase en bois, *boliche*, à parois épaisses et inclinées, sur lequel on frappe à coups de maillet, pour opérer, dans le fond, le *rassemblement* du mercure et de l'amalgame et, par dessus, le dépôt des matières sableuses qui sont ensuite lavées sur une table dormante.

Dans quelques usines, on emploie, pour le lavage de la *raspadura*, une fosse appelée *chuza*. Cette fosse circulaire en maçonnerie a 3 mètres de diamètre et 0<sup>m</sup>,50 de profondeur ; elle est parfaitement cimentée. Près du bord extérieur, et dans le fond, est encastré un récipient conique en bois ayant 0<sup>m</sup>,50 de diamètre à sa partie supérieure, qui dépasse de 0<sup>m</sup>,05 le fond cimenté de la *chuza*. Un canal amène un courant d'eau au dessus de ce petit récipient.

La *raspadura* est agitée dans ce récipient par un gamin ; les parties sableuses riches se répandent sur le fond de la *chuza* et s'y déposent, tandis que les *slimes* sont évacués par un canal de décharge avec tampons étagés.

Les dépôts de la *chuza* repassent au traitement. L'amalgame recueilli dans le récipient en bois est filtré et *retorté* comme d'habitude.

Nous examinerons, en leur temps, les causes de pertes en mercure dues à la formation de sels solubles de ce métal, par suite des réactions qui se produisent lorsqu'il existe dans le minerai des composés complexes ; pour les minerais d'or proprement dits, la perte en mercure dans l'arrastra est surtout due à la réduction possible du mercure *en farine* ; mais, comme d'autre part, à l'inverse de ce qui a lieu pour les pilons où l'entraînement est possible par un

courant d'eau continu, le mélange d'eau et de matières ne quitte pas l'*arrastra*, il n'y a pas lieu de s'étonner que les pertes en mercure, aussi bien que les pertes en or, soient très réduites dans le fonctionnement de cet appareil. On a trop facilement, peut-être, renoncé à son emploi, et nous verrons au prix de quelles pertes métallurgiques on est arrivé à une production *intensive* par l'emploi de machines plus perfectionnées.

## § 6. — ÉTUDE DE QUELQUES VARIANTES RÉCEMMENT INTRODUITES DANS LE TRAITEMENT DES QUARTZ AURIFÈRES NORMAUX.

### A. CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES.

Tous les appareils jusqu'ici décrits, malgré la variété de leurs formes, depuis les *arrastras* antiques jusqu'aux moulins actuels, ont pour but et pour effet de réaliser aussi complètement que possible le desideratum fondamental : mettre en contact intime les parcelles d'or disséminées dans la masse avec le mercure chargé de les retenir et de les rassembler.

Tant que les mineurs de tous pays ont été sous l'influence de l'idée, répandue partout comme un axiome, que l'or était libre dans les quartz aurifères et que ces minerais étaient, au premier chef, de la catégorie de ceux que l'on désigne sous le nom de *freemilling ores*, le génie inventif de la race anglo-saxonne, si développé pour tout ce qui touche aux détails de la construction des machines, s'est porté sur l'augmentation de la *capacité* des moulins et la simplification de leur construction.

De nombreuses tentatives ont été faites pour substituer aux pilons californiens, ci-dessus décrits, des appareils broyant un plus grand nombre de tonnes, tout en étant plus légers, moins coûteux d'installation et tout en nécessitant une force motrice moindre.

Dans quelques-uns de ces appareils, on s'est basé sur le principe des marteaux-pilons et l'on a augmenté la force du coup que possède un pilon relativement léger au moyen d'une pression de vapeur ou d'air comprimé. On a cherché aussi à augmenter l'effet utile de pulvérisation, en imprimant un mouvement de rotation au pilon au moment où il frappe le dé; on a enfin ajouté à ces deux mouvements celui de la cuve contenant la matière à broyer, de manière à renouveler constamment les parties soumises à l'action et à faciliter ainsi le dégagement des matières suffisamment broyées.

Dans d'autres appareils, on a cherché à récupérer, au moyen de ressorts, une partie de la force du coup et à s'en servir pour produire le relèvement du pilon (*Elephant-stamp*). En outre, au lieu de se borner à soulever le pilon pour le laisser retomber par son propre poids, ces appareils lui communiquent également son mouvement de descente, permettant ainsi de porter jusqu'à 300 le nombre de coups par minute.

Enfin, dans quelques appareils, on a complètement abandonné le principe du broyage par pilons et on a utilisé la force centrifuge pour la pulvérisation. Tantôt le minerai lui-même est projeté par l'action de cette force contre des parois fixes, ainsi que cela a lieu dans un certain nombre de broyeurs connus en Europe (*Désintégrateur Carr*, *Broyeur Vappart*); tantôt le minerai, comme dans une machine américaine assez récente (*Hutlington-mill*) que nous nous proposons de décrire, s'écrase au moyen de cylindres en fonte mis en mouvement par la force centrifuge dans l'intérieur d'une cuve.

Si l'on se bornait à considérer seulement le broyage en lui-même et la facilité avec laquelle le mercure est mis en contact prolongé, dans un grand état de dissémination, avec les particules de minerai, par l'emploi des bocards californiens, on serait tenté de croire que ces appareils si bien étudiés sont le dernier mot de la métallurgie des quartz aurifères. Presque toujours situés loin des centres manufacturiers, les moulins à or ne peuvent rationnellement employer des appareils compliqués et délicats lorsqu'il s'agit de produire des développements brusques de force, et que le bris ou l'usure des différents organes est toujours à prévoir. Sous ce rapport, la facilité de remplacement des différentes pièces de la batterie californienne ne laisse rien à désirer et la solidité des pièces qui la composent répond à toutes les exigences du travail.

Mais, d'autre part, si, continuant les errements des mineurs américains, on ne poursuit que le traitement de masses considérables, sans se préoccuper des pertes qui découlent du mode de traitement, on a aujourd'hui à sa disposition des appareils déjà consacrés par la pratique et parmi eux nous citerons : les pilons à grande production journalière connus sous le nom de *Ball-stamps*, et employés dans la région du *Lac Supérieur* pour le broyage des roches imprégnées de cuivre natif, l'appareil à force centrifuge connu sous le nom de *Hutlington-mill*, et les *cylindres broyeurs*. Ces trois appareils réalisent : le premier, le maximum d'effet que l'on peut atteindre, paraît-il, par le broyage sous le choc des pilons; le second, l'utilisation bien comprise de la force centrifuge; le troisième, l'action d'écrasement par compression substituée à celle du choc dont nous ferons ressortir l'avantage dans quelques cas particuliers.

Si l'on veut, au contraire, entrer dans la voie d'une métallurgie plus compliquée et restreindre le champ des pertes possibles, ou si l'on se trouve en face de minerais analogues à ceux qui ont montré l'impuissance des méthodes actuelles, il faut avoir recours à des méthodes nouvelles, et nous analyserons dans le paragraphe suivant les causes déterminantes de l'évolution qui paraît se produire en faveur des procédés de chloruration, partiellement substitués déjà aux procédés d'amalgamation que nous venons d'étudier.

## B. APPAREILS NOUVEAUX DE BROYAGE.

**Marteaux-pilons du Lac Supérieur** (*Ball-stamps*). — Quoique les mines de cuivre du Lac Supérieur soient placées dans des conditions techni-



ques très différentes de celles que l'on rencontre généralement dans les gîtes de métaux précieux, nous ne croyons pas inutile de montrer jusqu'à quel point on a poussé dans ces mines l'amplitude des moyens mécaniques mis en jeu pour le broyage. Au Lac Supérieur, en effet, comme dans la généralité des districts où l'on traite les quartz aurifères, il s'agit de désagréger une roche contenant dans son intérieur un métal natif. La seule différence est que ce métal est séparé par une préparation mécanique quand il s'agit du cuivre du Lac Supérieur, tandis qu'on l'obtient par l'action de la seule gravité, ou par l'amalgamation, si c'est l'or des quartz aurifères.

Sous réserve des observations déjà présentées et que nous accentuerons encore à l'occasion de l'emploi des cylindres broyeurs, on peut songer à la substitution d'un organe unique très puissant aux engins multiples de faible capacité chaque fois que l'on a à résoudre le problème qui se pose de nos jours dans l'industrie de l'or, c'est-à-dire le traitement de masses considérables à faibles teneurs. On voit déjà, en effet, dans les régions les plus éloignées des centres civilisés, dans l'Alaska, par exemple, un moulin ayant 400 flèches de pilons et traitant avec profit des quartz d'une valeur de 3 \$ à la tonne. C'est à peu près la même teneur que possèdent les roches quartzeuses que broient les 1200 pilons des Black-Hills; il n'est donc pas extraordinaire d'examiner l'hypothèse où un seul pilon construit sur le modèle de celui que nous allons décrire, le *Ball-stamp*, serait appelé à broyer, comme le fait ce dernier, 150 tonnes de minerai par jour, et d'imaginer les dispositifs qui pourraient lui être adjoints pour compléter, par l'amalgamation, l'opération du broyage. Cette hypothèse est même déjà réalisée, en ce qui concerne le traitement des minerais aurifères et auro-argentifères dans les quelques localités suivantes : Dans les Black-Hills à la *Homestake gold mining Co*, dans le Montana à l'usine W. A. Clark, et dans l'Australie par la *Broken Hill proprietary Co* et la *Pinacle tribute Co*.

Nous nous bornerons à une description sommaire du *Ball-stamp*, la figure ci-après (fig. 71) pouvant donner une idée assez nette des éléments qui composent cette machine, construite d'après le principe des marteaux-pilons aujourd'hui si répandus dans le travail du fer et de l'acier, mais qui présente quelques particularités intéressantes à signaler.

**Description de l'appareil. — Fondations.** — Les fondations doivent présenter une grande solidité, eu égard au poids et au genre de travail de la machine. L'excavation doit avoir de 14 à 16 pieds (4<sup>m</sup>,20 à 4<sup>m</sup>,80) de côté mesurés en dedans des murs de 1 mètre d'épaisseur que l'on construit tout autour d'elle. A sa base, on place une pièce d'*ancrage* du poids de 3 tonnes environ. L'excavation est ensuite remplie jusqu'à son sommet par des pièces de charpente s'entre-croisant par rangées alternatives. Des boulons traversent leur masse pour les rattacher à la pièce d'ancrage. Les vides de 1 pied (0<sup>m</sup>,30), laissés entre la charpente et les murs, sont remplis de ciment et chaque rangée est cimentée avec soin à mesure qu'elle est mise en place.

Les poutres, AA, ont une section de 12 à 14 pouces (0<sup>m</sup>,30 à 0<sup>m</sup>,35) et sont placées sur le sommet des fondations et l'on a soin de laisser entre elles un

espace suffisant pour donner passage à un certain nombre de boulons. Par-dessus cette charpente sont placées deux traverses en fonte, BB, à très large base. On les fixe au moyen de boulons qui les traversent et aboutissent à la

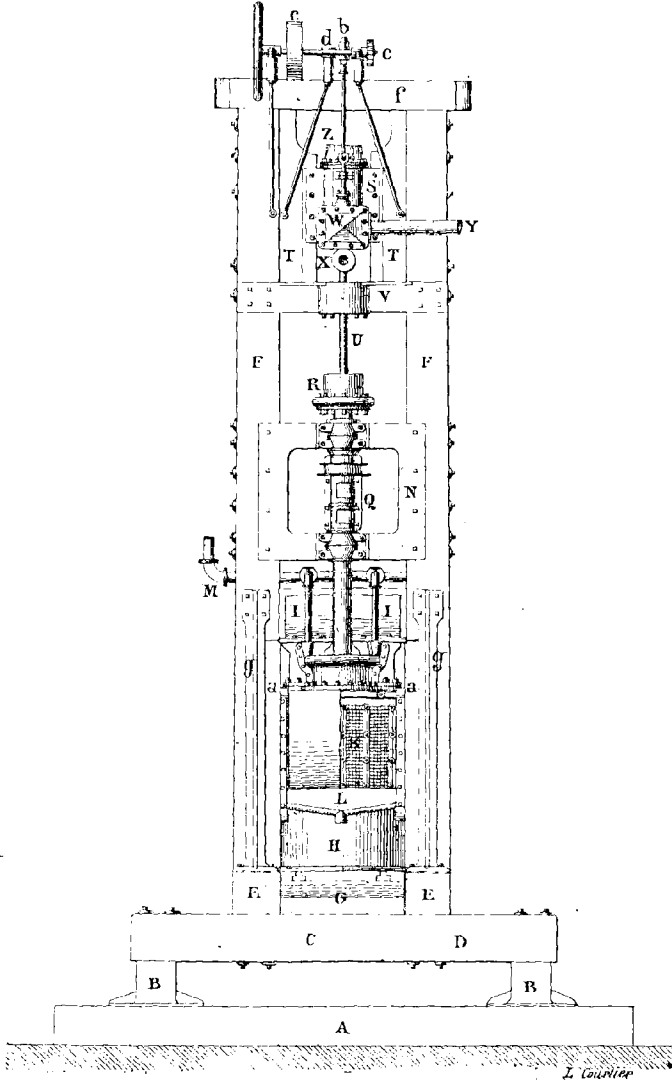


Fig. 71.

qase de la charpente de fondation et à la pièce d'ancrage. Sur ces traverses en fonte reposent deux madriers, CC, de 14 à 18 pouces (0<sup>m</sup>,35 à 0<sup>m</sup>,45) d'équarrissage et un *sommier*, DD, formé de poutres jointives en bois de chêne formant ressort. Ces poutres ont leur plein équarrissage dans leur milieu et sur le quart de leur longueur destiné à soutenir la base du mortier; elles sont

*abattues* jusqu'à leur extrémité, de façon à ne plus avoir que la moitié de leur hauteur vers les bouts qui reposent sur les traverses en fonte.

Des traverses, E, supportent les montants de la batterie. Ces montants sont assemblés à leur partie supérieure par un chapeau, *f*, en bois, et reliés, en

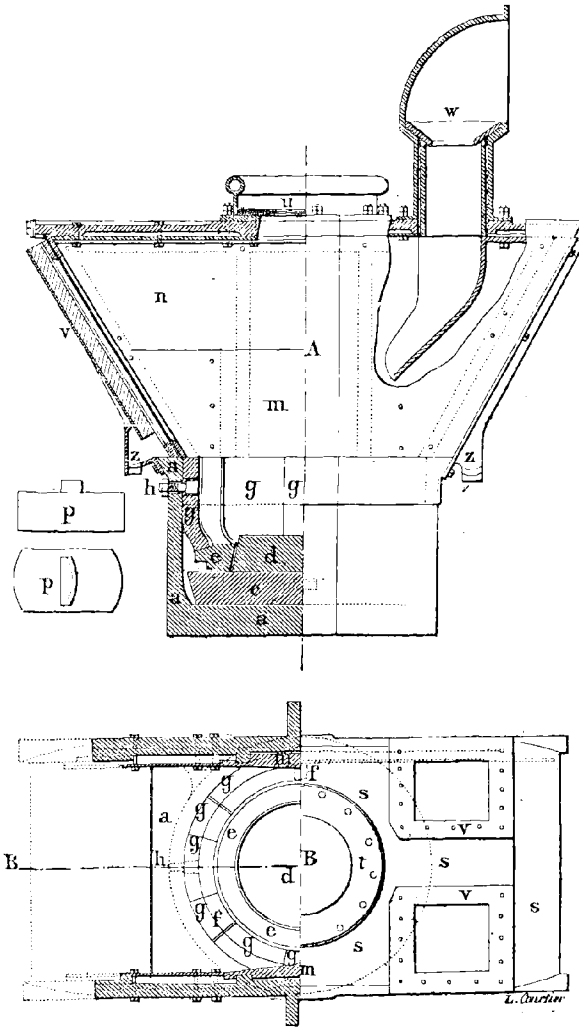


Fig. 72.

outre, par le cadre en fer, N, la plaque de butoir, V, et le bâti, TT, supportant le cylindre à vapeur. Ils sont en outre consolidés par les jambes de force *g, g*, en fer à T.

La plaque de fond, G, qui pèse environ 3,000 livres, est placée sur le *sommier* en bois et fixée par des boulons; au-dessus d'elle est assujettie la partie

inférieure du mortier lui-même, *a* (fig. 72). C'est une pièce de fonte, pesant 1500 livres, de forme cylindrique, à laquelle se raccorde la partie supérieure du mortier, qui affecte la forme d'une pyramide rectangulaire tronquée renversée et qui porte les grilles d'évacuation.

Le fond du mortier se compose de diverses pièces ajustées, de la manière suivante, dans la cavité circulaire qui en forme la base : une première plaque, *c*, pesant environ 2 000 livres et sur laquelle repose le dé lui-même, *d*, en forme de tronc de cône ayant 22 à 24 pouces (0<sup>m</sup>,55 à 0<sup>m</sup>,60) de diamètre à sa partie supérieure et 0<sup>m</sup>,60, à 0<sup>m</sup>,65 à sa base. L'épaisseur du dé est de 0<sup>m</sup>,175 et il pèse de 6 à 700 livres. Le dé est maintenu en place, ainsi que le montre la figure, par un anneau circulaire en fer, avec embases sur lesquelles viennent reposer des segments, *g*, en fonte dure trempée. Ces segments, au nombre de 9 ou davantage, forment le garnissage du fond du mortier et sont taillés sur le côté, de façon à se maintenir réciproquement.

Les grilles attachées aux deux faces d'avant et d'arrière de la partie prismatique inclinée du mortier sont des plaques d'acier n° 12 de 5/32 de pouce (0<sup>m</sup>,0025) d'épaisseur; elles sont percées de trous qui, dans les moulins de *Calumet et Hecla*, ont 0<sup>m</sup>,005 de diamètre. La grille est emboîtée entre deux cadres et est recouverte, sur le côté extérieur, par une plaque de tôle, *V*, qui dirige la *pulpe* dans le tuyau de décharge, *Z*.

Le haut du mortier est fermé et la trémie de chargement, *W* (fig. 72), est attachée au couvercle.

La tige du mortier passe dans l'appendice circulaire, *u* (fig. 72), à travers lequel se fait l'introduction de l'eau.

La tige du pilon passe à travers deux coussinets de guidage, *oo*, fixés sur le cadre en fer qui relie les montants en bois vers leur milieu. Entre ces deux coussinets est adaptée, sur la tige du pilon, une poulie qui lui donne, à l'aide d'une courroie de transmission, un mouvement de rotation continu. Cette tige en fer forgé est terminée, à sa partie inférieure, par une queue d'aronde dans laquelle le sabot est ajusté et, à sa partie supérieure, par une embase sur laquelle est fixée par des boulons le chapeau, *R* (fig. 71); celui-ci est destiné à venir butter contre le buttoir, *V*, si, par suite de circonstances exceptionnelles, telles qu'une trop forte pression de la vapeur, le pilon s'élevait trop haut dans son mouvement ascensionnel.

Ce mouvement, ainsi que la chute du pilon, sont déterminés par l'action d'un cylindre à vapeur dont la tête de la tige forme le piston.

Le dispositif spécial, qui différencie le pilon du Lac Supérieur des marteaux-pilons usuels employés en Europe dans les ateliers métallurgiques, consiste en ce que le tiroir n'est pas actionné par la tige du piston, mais qu'il reçoit directement son mouvement de la machine motrice elle-même et cela d'une façon continue, et sans l'intervention de l'ouvrier, alors qu'en Europe c'est ce dernier qui règle d'une façon intermittente l'admission de la vapeur dans le cylindre.

Le tiroir est actionné par l'excentrique, *b* (fig. 71), et la bielle, *z*. L'excentrique reçoit son mouvement d'une courroie passant sur la poulie, *c*, par l'intermédiaire de deux roues dentées, *e*, de forme elliptique; grâce à ces

roues le mouvement régulier de la tige, *d*, est transformé en un mouvement irrégulier qui se communique au tiroir, et par suite à la tige et donne à cette

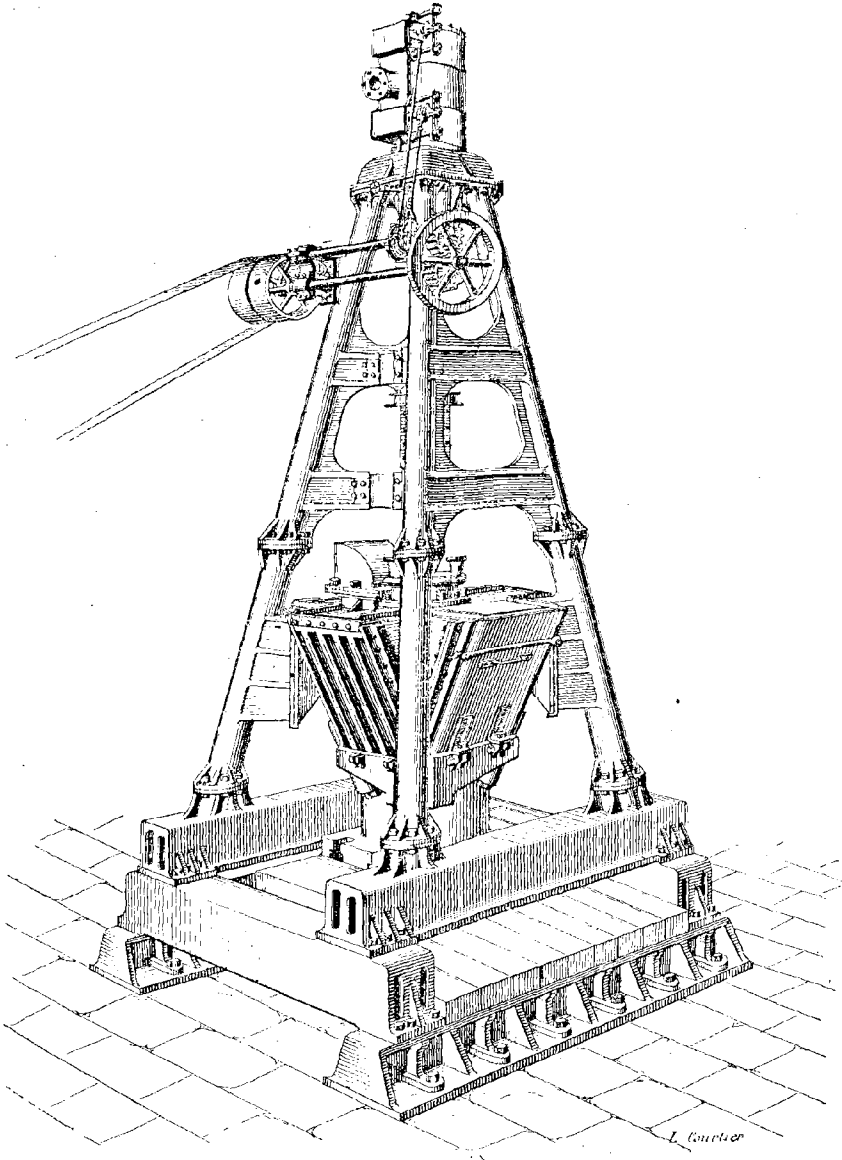


Fig. 75.

dernière un mouvement lent lorsqu'elle se meut de bas en haut et un mouvement rapide lorsqu'elle retombe. Les mouvements sont combinés de façon à ce que le sabot ne puisse jamais frapper directement sur le dé.

Le cylindre à vapeur a généralement 12 pouces de diamètre (0<sup>m</sup>,30) et une course de 20 pouces (0<sup>m</sup>,50), la pression dans le cylindre étant d'environ 95 livres par pouce carré. La vapeur d'échappement est conduite dans un appareil réchauffeur d'où elle retourne à la machine principale de l'usine. Le nombre des coups frappés par minute varie de 85 à 100.

Une disposition nouvelle du bâti des marteaux-pilons de broyage, représentée fig. 73, a été récemment introduite. Elle donne plus de stabilité à la machine et nous paraît constituer un progrès réel sur le mode précédent de construction<sup>1</sup>.

**Mode de travail.** — La quantité d'eau employée pour le broyage est, au Lac Supérieur, d'environ vingt-cinq fois le poids du minerai. Suivant la disposition plus ou moins bien combinée des réservoirs à minerai (*ore-bins*) le nombre des ouvriers employés à la charge du mortier varie de 1 à 3 par pilon.

La quantité de minerai passée dépend, dans un type de pilon déterminé, de la dureté de la roche et de la dimension des grilles. A *Calumet et Hecla*, avec 7 pilons, on broie 770 tonnes par 24 heures. On est arrivé dans le moulin *Atlantic*, avec des pilons de plus grandes dimensions, à broyer un maximum de 165 tonnes par flèche et par 24 heures.

Nous ne nous étendrons pas sur les détails de main-d'œuvre et d'entretien, car les données fournies par le broyage des conglomérats avec cuivre natif du Lac Supérieur ne sauraient s'appliquer aux minerais aurifères que l'on pourrait éventuellement broyer avec des pilons établis sur le même système. Nous n'avons, dans cette description sommaire, d'autre but que de faire connaître les principes de la construction de ces engins puissants.

**Prix de revient.** — Le tableau suivant, emprunté à Th. Egleston, donne les dépenses de l'année 1875 au *Pewabic-mill*, pour l'ensemble de 3 pilons.

QUANTITÉ DE BOIS brûlée	PRIX TOTAL de ce combustible	PRIX des fournitures diverses, graisses, joints, courroies, etc.	PRIX des pièces de rechange de la fonderie	MAIN- D'ŒUVRE	TOTAL des DÉPENSES
Cordes 5.350	Dollars 20.500	Dollars 3.700	Dollars 2.000	Dollars 20.000	Dollars 46.200

Le total du minerai broyé en 282 jours de travail s'étant élevé à 59.000 tonnes, on voit que le coût moyen du broyage d'une tonne dans cette localité a été de 0\$,79 ou d'environ 4 francs par tonne.

1. Les marteaux-pilons de ce type sortent de la grande maison Fraser et Chalmers, de Chicago, qui s'est fait une spécialité de la construction de tous les appareils de mines et de métallurgie et à qui nous sommes redevables de nombreux dessins des machines actuelles ou des dispositifs concernant la métallurgie de l'or.

**Moulin à force centrifuge (Hutlington-mill).** — **Principes et avantages du moulin Hutlington.** — Une des machines à broyer les plus rationnelles qui aient été conçues dans ces dernières années est l'appareil à meules appelé le *Hutlington-mill*. Le principe sur lequel cet appareil repose est l'utilisation de la force centrifuge, avec cette particularité que l'amalgamation peut s'effectuer en partie dans l'intérieur de la machine, comme dans les *stamp-mills*, et, en partie, extérieurement avec tous les appendices usuels, (plaques d'amalgamation, sluices, etc.), sans que le mercure lui-même soit réduit *en farine* par l'action du broyage, ce qui entraîne toujours, ainsi que nous l'avons expliqué, des pertes d'or et d'amalgame.

On peut faire valoir plusieurs considérations en faveur de cette machine : à capacité égale elle coûte 5 ou 6 fois moins qu'une batterie de pilons, la force motrice nécessaire étant, dans ce même cas, moitié moindre ; en outre, tandis que, dans les meilleures conditions, un moulin à bocards exige plusieurs mois pour les préparatifs de son aire et pour son montage, le moulin Hutlington peut travailler dès qu'il est arrivé sur le terrain.

Un moulin de 5 pieds de diamètre a la même capacité qu'une batterie de 10 flèches ; son poids total est de 47,850 seulement. La force nécessaire pour l'actionner est de 6 chevaux-vapeur.

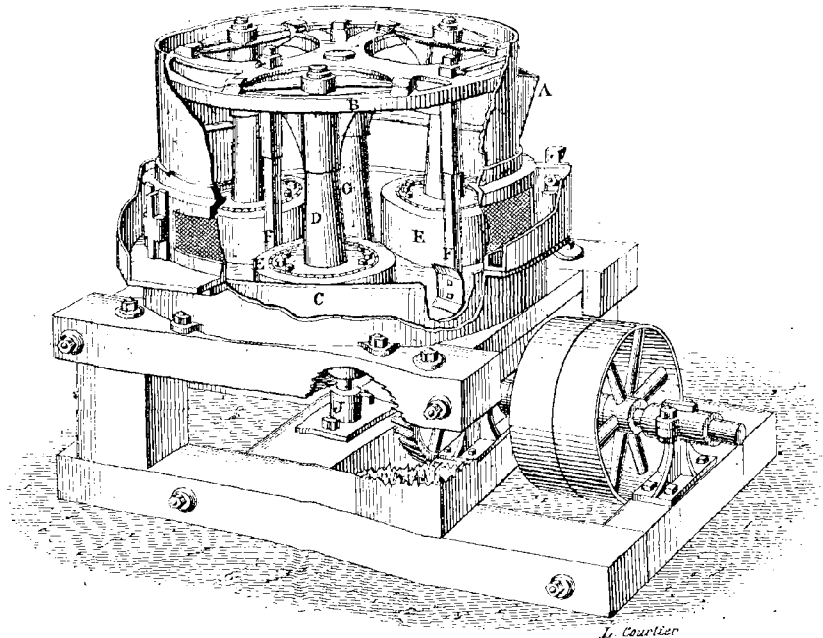


Fig. 74.

La figure ci-contre (fig. 74) montre si clairement la construction du moulin Hutlington qu'une description plus détaillée est à peine nécessaire.

Le diamètre intérieur, pour la capacité indiquée, est de 5 pieds (1<sup>m</sup>,50). Quatre

rouleaux avec des têtes (*heads*) de 16 pouces (0<sup>m</sup>,40) de diamètre sont suspendus au châssis mobile supérieur. Lorsque ce dernier est mis en mouvement, ces rouleaux sont projetés à l'extérieur jusqu'à ce qu'ils soient arrêtés par l'anneau en acier formant le fond de la cuve, autour duquel ils cheminent avec une force de broyage variant avec la vitesse. En plein travail, la vitesse du moulin est de 70 tours par minute.

La décharge pour le minerai broyé se fait à travers une grille horizontale, régnant sur la moitié de la circonférence, juste au-dessus de l'anneau en acier ou bande de broyage.

Les rouleaux sont suspendus de façon à ce qu'une distance d'un pouce (0<sup>m</sup>,025) sépare toujours leur surface inférieure et la cuve du broyeur. Le mercure introduit dans cet espace agit ainsi comme dans les moulins tyroliens.

Des rables sont fixés sur le bâti mobile à des distances variables du centre, de façon à ce qu'aucune partie du minerai ne puisse rester en repos.

Un léger courant d'eau est introduit dans la cuve en même temps que le minerai.

**Mode de travail.** — On doit observer que ce moulin, comme tous les appareils de broyage bien compris, ne doit pas avoir à opérer le concassage. Cette partie du travail, toujours faite par un concasseur, réduit les fragments à une grosseur qui ne dépasse pas un à deux centimètres de côté; l'alimentation régulière doit également être opérée par un alimentateur mécanique, analogue à celui que nous avons décrit pour les moulins ordinaires.

Le mouvement centrifuge et l'action des rouleaux granulent plutôt qu'elles ne pulvérisent le minerai; il en résulte cet avantage, que les sulfures et les parties tendres de la gangue ne sont pas réduites en poudre impalpable dans la même proportion que dans la plupart des autres machines. Ces sulfures sont, par conséquent, dans de bonnes conditions pour une concentration ultérieure, en même temps qu'une moindre proportion de *slimes* évite les pertes par entraînement que nous étudierons plus loin en détail. Enfin, le mercure, qui n'est ni battu ni broyé, se réduit moins en farine et cette circonstance diminue également les chances de perte.

Le mouvement centrifuge des rouleaux cause une projection constante de la *pulpe* contre la grille, et la décharge est, par suite, très bonne.

En fait, cette machine fait revenir au principe de l'ancienne *arrastra* des Mexicains qui avait un effet si efficace dans la pulvérisation et l'amalgamation par friction; dans une de ses publications, Th. Egleston fait, en effet, remarquer que certains minerais qui rendaient autrefois, par le travail de l'*arrastra*, 50 à 60 \$, ne rendent plus avec le travail des bocards, que 15 à 20 \$. Or, si les conditions de l'industrie moderne ne permettent plus guère l'emploi d'un outil rudimentaire ayant un débit aussi restreint que l'*arrastra*, une machine telle que l'*Hutlington-mill*, qui allie le même principe à une grande capacité de production, est sans doute appelée à justifier dans l'avenir la faveur dont elle jouit déjà à l'heure actuelle.

**Cylindres broyeurs.** — Jusque vers l'année 1882, tous les efforts faits



pour arriver à broyer finement les minerais furent dirigés, aux États-Unis, vers le perfectionnement des bocards californiens; on admettait, sans conteste, que ces appareils étaient, par leur principe même, les mieux appropriés au genre de travail qu'ils devaient exécuter. Mais lorsque, par des perfectionnements successifs, on eut atteint le maximum d'efficacité, on reconnut que la production limitée par flèche, le coût d'installation et les frais d'entretien et d'usure présentaient, dans certains cas, des inconvénients sérieux, et l'on tourna de nouveau les yeux sur le mode de broyage par cylindres, depuis longtemps appliqué dans d'autres contrées, mais contre lesquels il régnait, en Amérique, de fortes préventions, à cause de l'insuccès relatif des cylindres broyeurs du Pays de Galles, (*Cornish rolls*), essayés pour le broyage des roches imprégnées de cuivre natif du Lac Supérieur.

C'est ainsi que la Compagnie *Bertrand de Nevada*, influencée par le succès des cylindres broyeurs dans les ateliers de traitement par voie humide des usines de *Galena (Nevada)*, introduisit, en 1883, dans ses ateliers de broyage, un système perfectionné de rouleaux en acier. Les résultats favorables auxquels on est promptement arrivé ont modifié les idées jusque-là reçues et la tendance actuelle paraît être d'employer, dans certains cas, les cylindres broyeurs à la place des pilons.

Parmi tous les divers types en usage, nous choisisrons, pour une description détaillée, les cylindres broyeurs connus, en Amérique, sous le nom de *Krom's rolls* du nom de leur constructeur M. Krom de New-York.

#### **Cylindres broyeurs de Krom. — Description des appareils. —**

Le broyeur Krom se compose, ainsi que le montre la figure ci-après (fig. 75), d'une paire de rouleaux à noyaux de fonte, B, emmanchés sur deux arbres en acier, CC', et revêtus d'enveloppes ou *frettes* en acier, A.

Les rouleaux ont de 26 à 30 pouces (0<sup>m</sup>,68 à 0<sup>m</sup>,75) de diamètre, y compris la garniture en acier. Ces frettes, en acier trempé de la meilleure qualité, ont 2 pouces 1/2 d'épaisseur (0<sup>m</sup>,0675) pour les rouleaux de 26 pouces, et 2 pouces 3/4 (0<sup>m</sup>,0687) pour ceux de 30 pouces. Elles peuvent servir jusqu'à ce que leur épaisseur soit réduite, par l'usure, à 1/2 pouce (0<sup>m</sup>,012) ou même à 1/4 de pouce (0<sup>m</sup>,006).

Les supports des coussinets (*pillow-blocks*), L, de l'un des rouleaux sont solidement boulonnés à la plaque de fondation, F, par le boulon, N.

Le second rouleau repose sur des paliers établis sur deux pièces mobiles (*cranks*), DD', qui peuvent se mouvoir autour d'un axe (*journal*), E, encastré dans le bâti de fonte, F. La pièce, N, qui relie les deux paliers mobiles a 41 pouces (0<sup>m</sup>,275) de diamètre et est assez solide pour résister aux chocs du travail et pour maintenir le parallélisme entre les deux rouleaux.

Cette disposition des paliers présente de grands avantages sur les modes usuels de construction. En effet, lorsque les rouleaux sont construits avec des coussinets qui, pour le réglage, glissent sur la plaque de fondation indépendamment l'un de l'autre, il est difficile de maintenir le parallélisme des cylindres, les coussinets étant sujets à prendre du jeu. Avec le mode de construction décrit, tous les coussinets sont maintenus en place avec sécurité : une

paire est fortement assujettie sur la plaque de fondation, tandis que la paire de coussinets mobiles pivote autour du solide pivot, E.

La distance entre les rouleaux est d'abord réglée par les deux écrous, M,

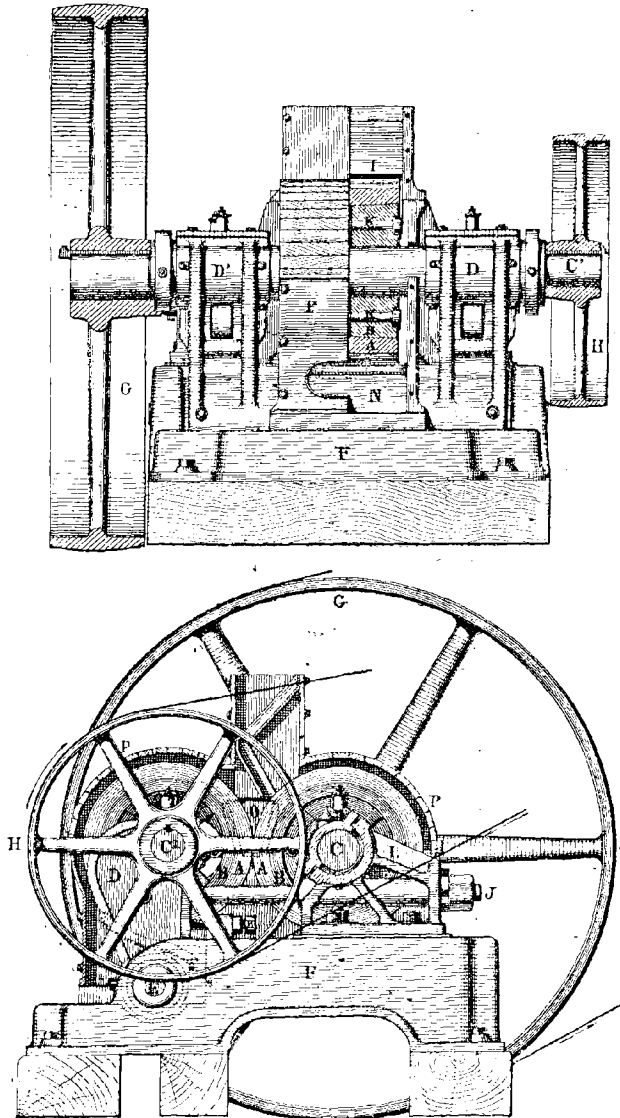


Fig. 75.

un de chaque côté, avec leur contre-écrou pour prévenir tout déplacement. Une fois le réglage opéré, les rouleaux sont tenus dans une position fixe par deux forts boulons, J, de façon à ce que la distance entre les surfaces des

cylindres ne peut être modifiée par aucune des réactions de la machine, mais simplement par l'usure des surfaces.

Sur le cylindre fixe, une large poulie motrice de 7 pieds ( $3^m,10$ ) de diamètre et de 15 pouces ( $0^m,375$ ) de largeur est clavetée sur son axe, C; sur l'axe du cylindre mobile, est également clavetée une plus petite poulie, H, de 42 pouces ( $1^m,05$ ) de diamètre ayant 8 pouces ( $0^m,20$ ) de largeur.

Les cylindres sont entourés d'une enveloppe, P, à laquelle est relié un *exhausteur* de façon à ce que la poussière ne puisse pas s'échapper dans l'atmosphère et que la totalité se rende, par son intermédiaire, dans une *chambre à poussière* ou chambre de dépôt.

A cette enveloppe est aussi attachée une boîte d'alimentation qui est munie d'une série de parois inclinées, de manière à répandre le minerai en nappe uniforme entre les surfaces broyantes des cylindres. Des aimants sont attachés au *couloir* pour retenir les morceaux d'acier dur provenant des débris d'outils, accidentellement mélangés au minerai, qui endommageraient les cylindres. Les morceaux de fer, que l'on rencontre aussi quelquefois, n'ont pas le même inconvénient, car ils se laminent sans laisser de traces.

La machine entière, qui est pour ainsi dire d'une seule pièce, ou dont tout au moins les organes sont fortement solidaires, occupe un espace très restreint et, pour une dimension de cylindre de 26 pouces, elle ne prend, sur le sol, qu'une surface de 7 pieds sur 7 pieds  $1/2$ , soit  $4^m,72$ .

Les frettes d'acier qui, pour un rouleau de 26 pouces, pèsent environ 400 kilogrammes chacune, sont maintenues en place par les deux noyaux ou *têtes* (*heads*), B, en fonte, qui sont légèrement coniques. L'une d'elles est calée sur l'arbre, l'autre présente une fente longitudinale et peut glisser sur cet arbre. Chacune de ces *têtes* est placée sur l'arbre de façon à ce que le plus petit diamètre soit vers le centre.

La frette d'acier est tournée à l'intérieur de façon à s'ajuster sur les noyaux et on la met en place de la manière suivante : on la fait glisser d'abord sur le noyau fixe, puis on introduit le noyau mobile à l'intérieur et on serre les boulons, K, qui relient les deux noyaux. Lorsque le serrage est complet, la fente du noyau mobile se ferme et la rigidité de ce dernier sur son axe est rendue parfaite.

La pratique a prouvé que l'usure des enveloppes d'acier était uniforme; lorsqu'elles se sont amincies dans les limites que nous avons déjà indiquées, elles commencent à prendre du jeu; elles peuvent alors être facilement enlevées et d'autres frettes leur sont substituées.

Des *joues* mobiles sont ajustées à l'extrémité des rouleaux pour empêcher le minerai de tomber sur les côtés.

Autrefois, les cylindres étaient mus par des engrenages, toujours sujets à des dérangements et à des ruptures, et qui limitaient, d'ailleurs, la vitesse à laquelle on pouvait faire marcher la machine. Les deux poulies du cylindre Krom permettent d'atteindre, sans chance de rupture, 80 à 100 révolutions des rouleaux par minute, et même davantage si cela est désirable.

Les deux cylindres, une fois en travail, se meuvent avec la même vitesse de surface, mais la petite poulie, H, est conduite de façon à ce qu'en marche à vide elle fasse, par minute, une ou deux révolutions de plus que la grande. On aurait

pu, à la rigueur, se borner à actionner l'un des cylindres, mais la disposition adoptée présente de sérieux avantages : en effet, d'une part, la plus grande partie de la force nécessaire au travail est ainsi appliquée à la grande poulie et au cylindre fixe et, d'autre part, on n'a besoin d'appliquer, sur la petite poulie correspondant au cylindre mobile, qu'une petite portion de cette force. On est ainsi certain que le rouleau correspondant *mordra* toujours non seulement aussi longtemps qu'il sera garni de minerai, mais même lorsque celui-ci fera un instant défaut. Cette marche continue évite les *à-coups* et les chances de ruptures qui en sont la conséquence.

Le poids total de la machine avec tous ses organes et accessoires est de 7 tonnes environ pour les cylindres de 26 pouces, et de 9 tonnes environ, pour la dimension de 30 pouces.

**Mode de travail.** — Les cylindres sont ordinairement accouplés par deux paires; l'une d'elles reçoit le minerai en morceaux à sa sortie du concasseur. Après son passage entre les cylindres, ce minerai tombe sur une grille dont les dimensions sont déterminées par les exigences du traitement; le *refus* de la grille va à la seconde paire de cylindres, et le minerai, broyé et tamisé à travers les deux grilles, passe au traitement. Le transport, le remontage des matières pulvérisées s'effectue par les moyens mécaniques (vis sans fin, élévateurs, etc.) que nous décrirons dans le chapitre suivant, à l'occasion du traitement des minerais auro-argentifères.

Lorsqu'un broyage très fin est requis, on peut employer trois jeux de rouleaux; mais cette circonstance se présente rarement, car l'expérience a démontré qu'en dehors des cas exceptionnels, où les particules de minerai extrêmement ténues sont distribuées uniformément dans la masse de la gangue, il n'est pas nécessaire de broyer au delà d'une certaine finesse, et celle-ci est aussi bien obtenue par les cylindres que par les bocards. Nous ferons ultérieurement ressortir les avantages que présente le mode spécial de broyage par cylindres, au point de vue de l'uniformité de dimension des grains et de l'absence de poussières, deux conditions qui doivent être remplies dans certains traitements *par lixiviation*.

**Avantages spéciaux des cylindres de Krom.** — Nous avons déjà vu que non seulement la substitution des poulies motrices aux engrenages anciennement utilisés simplifiait la machine, mais que cette disposition permettait, en outre, de conduire les cylindres à une plus grande vitesse et, par suite, d'augmenter beaucoup leur débit.

D'autre part, les boulons de serrage qui assurent la tension, les coussinets mobiles qui maintiennent le parallélisme des rouleaux et l'arrangement de la trémie pour déverser uniformément le minerai permettent de régulariser la production.

Enfin, la résistance à l'usure des enveloppes d'acier et la facilité avec laquelle on les remplace après un long usage réduisent, dans cette machine, l'usure au minimum, tout en favorisant le maximum d'effet.

Pour citer quelques chiffres à l'égard de la capacité de production des cylindres de Krom, nous dirons que l'on considère, d'après des expériences décisives faites

aux moulins de *Bertrand* et de *Mount Cory*, que deux jeux de cylindres peuvent aisément broyer 150 tonnes de minerai dur en 24 heures, passant à la grille n° 16 (16 trous au pouce carré) ou 100 tonnes de minerai de même nature passant à la grille n° 50.

La capacité des meilleurs moulins à bocards, pour la même classe de minerai broyé à cette dernière finesse, n'étant que de 2 tonnes par flèche, ces résultats montrent qu'on obtient couramment avec deux jeux de cylindres un travail équivalent à celui d'un moulin de 50 pilons broyant sous l'eau ou de 50 pilons broyant à sec.

On a essayé d'appuyer ces résultats pratiques sur des considérations théoriques, basées sur la comparaison des surfaces broyantes agissant dans l'unité de temps, aussi bien pour les cylindres que pour les bocards; sans entrer dans de grands détails à ce sujet, nous dirons qu'une paire de cylindres de 22 pouces (0<sup>m</sup>,55) de diamètre supposé réduit par l'usure à 21 pouces (0<sup>m</sup>,525), ayant 14 pouces (0<sup>m</sup>,35) de longueur et actionnée à raison de 100 révolutions par minute, réalise une surface de contact de 115 mètres carrés environ par minute. Par contre, dans un moulin de 50 pilons, battant 90 coups par minute, avec des dés et des sabots de 8 pouces (0<sup>m</sup>,20) de diamètre, la surface agissante est de 85 mètres carrés environ.

Ces chiffres montrent que l'équivalence des surfaces broyantes existe pour 2 jeux de cylindres ( $2 \times 115^{\text{m}^2}$  ou  $230^{\text{m}^2}$ ) et 81 pilons  $\left(\frac{85^{\text{m}^2} \times 81}{50} \text{ ou } 230^{\text{m}^2}\right)$ . Ils conduisent, en faveur des rouleaux, à un résultat supérieur à celui de l'expérience indiquée plus haut.

Mais on peut faire observer que la seule considération des surfaces en contact ne donne pas la mesure complète *du travail* produit par des broyeurs, et qu'il faut tenir compte aussi de la *force vive* consommée par le travail; or les pilons qui font intervenir cette *force vive* produisent une action d'écrasement plus énergétique que les rouleaux qui n'agissent que par compression.

Cette considération explique le fait, cité plus haut, de l'équivalence du débit de deux jeux de cylindres avec celui d'un moulin de 50 pilons broyant sous l'eau ou de 50 pilons broyant à sec.

#### Conditions économiques comparatives des cylindres et des bocards.

— Les chiffres suivants que nous empruntons aux publications de Th. Egleston montrent qu'au point de vue économique, les broyeurs présentent également de sérieux avantages. Ces chiffres s'appliquent à la comparaison d'une batterie de 50 pilons, broyant à sec, avec deux jeux de cylindres de 26 pouces. Les prix d'installation peuvent être établis de la manière suivante, en prenant pour exemple la localité du *Bertrand-mill* (Nevada).

Une batterie de 50 pilons, y compris les grilles, les poulies, les boulons, les alimentateurs, pèse 90.600 livres (41<sup>T</sup>) et coûte à Chicago 5.850 \$. Pour l'établissement des charpentes et des fondations on emploie 36.000 pieds de bois, le *piéd de bois* usuel étant une surface d'un *piéd carré sur un pouce d'épaisseur*.

Les dépenses pour une telle batterie, non compris les élévateurs, les trans-

porteurs mécaniques, les tamis tournants, etc., qui sont communs aux deux systèmes de broyage, peuvent se chiffrer comme suit :

Machinerie à la fonderie. . . . .	5.850 \$	30.420 fr.
Fret depuis Chicago jusqu'au moulin. . . . .	2.718	14.153
Bois . . . . .	1.800	9.360
Coût du montage. . . . .	4.000	20.800
	14.368 \$	74.743 fr.

Le poids d'une paire de cylindres est de 14.700 livres (6<sup>T</sup>,674) et le coût à New-York est de 2.550 \$. Le chargeur automatique pèse environ 1.000 livres et coûte 200 \$. Dans ces conditions l'établissement dans la localité choisie coûtera :

Machinerie: 2 paires de cylindres et 1 chargeur. . . . .	4.700 \$	24.440 fr.
Fret depuis New-York. . . . .	912	4.742
Coût du montage, bois compris. . . . .	700	3.640
	6.212 \$	32.822 fr.

La différence en faveur des cylindres est donc de prime abord de 8.056 \$. A cette différence, il convient d'ajouter les diminutions qui résultent du moindre développement des bâtiments et de la force moindre requise pour le moteur que Th. Egleston évalue, la première à 1.500 \$ (7.800 fr.), la seconde à 1.250 \$ (6.500 fr.), ce qui donne, enfin, une économie de 10.806 \$ ou de 56.191 francs sur le prix de premier établissement en faveur des cylindres.

Quant aux dépenses d'entretien et d'usure, des expériences très complètes faites aux moulins de *Manhattan*, d'*Ontario* et de *Lexington* broyant à sec leurs minerais, ont permis d'évaluer, comme suit, les débours pour une batterie de 30 pilons et une durée de 24 heures.

Usure des sabots et des dés. . . . .	4 \$ 60	23 fr., 92
Usure des taquets, cames, tiges, boîtes, etc. . . . .	4 37	22 75
Grilles, guides, graissage, fournitures de charpentes et d'ateliers. . . . .	2 55	15 15
Main-d'œuvre pour réparation. . . . .	5 50	28 60
	17 \$	88 fr., 40

Le coût de l'entretien des rouleaux, rapporté à 24 heures de travail, a été évalué de la manière suivante au *Bertrand-mill*, où un double jeu de cylindres a broyé 20.000 tonnes sans que l'on ait eu à changer les frettes d'acier :

En admettant une durée moyenne de 250 jours de travail, le coût des deux jeux de garniture étant de 524 \$ à New-York et leur transport de 98 \$, on peut estimer comme suit les frais d'entretien par 24 heures :

Usure des garnitures d'acier. . . . .	2 \$ 48	12 fr., 90
Usures diverses, grilles, fournitures, graissage.	1 75	9 10
Main-d'œuvre de réparations. . . . .	1 25	6 50
	5 \$ 25	28 fr., 50

La différence en faveur des cylindres est donc, de ce chef, en chiffres ronds de 60 francs par jour.

L'économie réalisée sur le combustible dans le cas des cylindres en question est estimée à 2 cordes de bois ayant une valeur de 12 \$ ou 62 fr., 40 dans cette localité.

Il faut faire intervenir, en outre, la considération de l'amortissement du matériel. Or nous avons vu que l'économie sur les frais de premier établissement peut se chiffrer par une somme de 56.191 francs. Si l'on évalue à 15 pour 100 l'intérêt et l'amortissement de cette somme pour 350 jours de travail, on aura, de ce chef, une nouvelle économie journalière de 24 francs environ. En récapitulant et additionnant ces chiffres partiels, on arrive à une somme de 146 fr., 40 représentant l'économie journalière obtenue par l'usage des cylindres broyeurs substitués au moulin à bocards de même capacité.

Nous verrons, au chapitre relatif au traitement des minerais auro-argentifères, que le travail accompli par les cylindres remplit mieux, en outre, les conditions requises pour le traitement *par lixiviation* de ces minerais.

En ce qui concerne les *quartz aurifères*, c'est également avec les cylindres de Krom que l'on effectue, à l'heure actuelle, le broyage quand on destine ces minerais au traitement par voie de réactions chimiques, ainsi que nous le verrons dans la description du *procédé Newbery*.

## § 7. — ÉTUDE DES VARIANTES RÉCEMMENT INTRODUITES POUR LE TRAITEMENT DES QUARTZ AURIFÈRES EXCEPTIONNELS

### A. CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES.

A mesure que l'industrie de l'or se répand dans le monde entier et ne reste plus confinée dans certains districts privilégiés, on a été de plus en plus frappé de l'imperfection des méthodes employées jusqu'ici, et l'on a commencé à sentir impérieusement le besoin d'une meilleure solution du problème métallurgique, tant au point de vue des pertes en métal précieux que de l'utilisation de certains minerais aurifères rebelles au traitement par l'amalgamation aux bocards. Les facilités de communication qui se développent de jour en jour dans le monde entier, permettant le transport non seulement des machines plus compliquées, mais encore celui des réactifs chimiques, sont une des causes qui doivent, dans un avenir plus ou moins éloigné, concourir à changer complètement les bases du traitement des quartz aurifères eux-

mêmes, les plus simples des minerais aurifères proprement dits, bases qui, il y a quelques années à peine, semblaient être établies d'une façon inébranlable par l'emploi des pilons californiens.

Nous avons déjà vu que dans presque toutes les circonstances les quartz aurifères n'étaient pas complètement à ranger dans la classe des *freemilling ores*, puisqu'au moins une de leurs parties constituantes, les sulfures, ne pouvait en général être complètement amalgamés et qu'il fallait procéder à leur *concentration*. Ce problème en partie résolu, ainsi que nous l'avons montré (p. 126, 147. et 152), par l'emploi de concentrateurs appropriés à la nature des sulfures, laisse néanmoins encore à désirer; en effet les sulfures, plus encore que les parties rocheuses de la gangue, sont sujets à être réduits, par le broyage aux pilons, dans cet état moléculaire particulier qui fait qu'ils flottent sur l'eau et qu'ils s'en vont en partie dans les *slimes* ou courants boueux si difficiles à faire déposer. Le jour se fait de plus en plus sur la richesse de ces *slimes*, et à mesure qu'on étudie de plus près cette cause de pertes, elle donne l'explication de certains faits jusqu'à présent laissés dans l'ombre.

En dehors de quelques cas particuliers la perte de l'or par entraînement des sulfures pourrait paraître négligeable, ainsi que nous l'avons déjà fait observer (p. 124); mais un cas, beaucoup plus fréquent qu'on ne le pense en général, se présente dans le traitement des quartz aurifères, c'est celui où l'or se trouve naturellement, ou est amené par le travail des pilons, à cet état particulier que l'on désigne sous le nom de *floating gold*, état qui a défié à peu près jusqu'ici toutes les tentatives faites pour le recueillir.

*Récapitulation des causes de pertes dans le travail des quartz aurifères normaux.* — Nous devons entrer de nouveau dans la discussion des causes de pertes dans le travail des moulins qui travaillent la généralité des quartz aurifères pour expliquer et justifier les tendances nouvelles qui se font jour. Nous rappellerons à quelles causes sont dues ces pertes par le travail au moulin, soit dans les quartz considérés comme facilement amalgamables (*freemilling ores*) soit dans les quartz réputés comme rebelles (*refractory ores*).

Dans le premier cas les pertes se rattachent aux causes suivantes :

1° L'or fin (*floating gold*) tenu en suspension dans l'eau est entraîné par le courant.

2° L'or fin reste dans l'intérieur des particules de roches que l'on ne peut pratiquement réduire au-dessous d'une certaine dimension ou est attaché à leur surface.

3° L'argile ou les matières plastiques rendent boueuses les eaux de la batterie et entraînent les parcelles d'or tenues mécaniquement en suspension jusqu'à ce qu'elles se déposent dans les tailings ou soient entraînées dans le courant d'eau.

4° Certaines substances étrangères, occasionnellement introduites dans la batterie, ou existant dans le minerai, recouvrent comme d'une couche préservatrice les parcelles d'or en s'opposant à l'amalgamation, si bien que les parcelles les plus lourdes seules se déposent. Les autres sont entraînées dans les tailings ou même dans le cours d'eau.



5° L'impureté du mercure prévient même l'amalgamation des parcelles d'or qui seraient amalgamables avec du mercure propre.

6° L'action du broyage lui-même et des mouvements dans la batterie, et certaines causes particulières réduisent une partie de l'amalgame formé *en farine*, condition dans laquelle il est entraîné soit dans les tailings, soit même dans le cours d'eau.

Pour évaluer quelle importance on doit attribuer, dans certains cas, à la première des causes de perte ci-dessus énumérées, nous ne saurions mieux faire que de citer d'après F. O'Driscoll les expériences suivantes :

A *Spring Gully Mines* (Queensland) où l'on travaille un quartz aurifère blanc ne paraissant rien offrir de particulier dans sa composition, l'existence d'une perte régulière fut constatée dans le rendement d'une batterie construite sur le modèle le plus perfectionné avec tous ses accessoires d'amalgamation. Dans le but de déterminer, d'une manière pratique, les causes de cette perte constante, on disposa l'expérience de la manière suivante :

Deux batteries de cinq pilons, placées côte à côte, furent également alimentées avec le même minerai contenu dans un *ore-bin* de 100 tonnes, la pulpe passant, dans chaque cas, sur les plaques d'amalgamation. Pour l'une de ces batteries la pulpe était conduite dans une fosse à partir de laquelle le courant d'eau s'échappait librement par la surface; pour l'autre batterie, alimentée avec la même quantité d'eau, la pulpe se rendait dans une fosse de 500 mètres cubes de capacité dans laquelle l'eau ne s'échappait plus par la surface, mais seulement par le fond de la fosse, après dépôt des matières tenues en suspension et après filtrage.

Dans les deux cas la valeur retirée dans les batteries était la même et correspondait à 1 oz. 10 dwts (46<sup>gr</sup>,5) d'or à la tonne.

Les tailings des deux fosses furent alors soigneusement échantillonnés et essayés; dans le premier cas, c'est-à-dire dans celui où l'eau s'échappait librement par la surface, le rendement à l'essai des tailings fut constamment d'environ 7 dwts (10<sup>gr</sup>,8) par tonne, et dans le second, c'est-à-dire lorsque l'eau avait filtré à travers la pulpe et les tailings, ce rendement fut constamment trouvé de 15 dwts (25<sup>gr</sup>,2) environ par tonne.

Ceci montre une perte de 8 dwts (12<sup>gr</sup>,4) par tonne correspondant à l'or entraîné par le courant d'eau, c'est-à-dire plus de 25 pour 100 de la quantité recueillie par le traitement lui-même et, en argent, une valeur d'environ 40 francs par tonne.

Dans une publication officielle du gouvernement des États-Unis sont relatées les expériences de G. Mc Dougal de *Grass-Valley* (Californie), qui montrent clairement la perte due à l'or entraîné par l'eau dans les moulins de cette localité.

L'eau était recueillie à trois quarts de mille au-dessous des moulins; douze prises, chacune de 20 gallons, furent essayées et donnèrent une valeur en or variant de 0 \$ 0062 à 0 \$ 00512, en moyenne 0 \$ 00118, par 20 gallons, soit environ 6 centimes par mètre cube. Le courant de cette eau boueuse provenant du traitement de 58 tonnes était estimé à 576 000 gallons par 24 heures, de sorte qu'il se perdait ainsi journellement par cette voie 540 \$ environ par jour

soit 6 \$ environ par tonne, c'est-à-dire 20 pour 100 de la richesse contenue dans le minerai.

Sans compter les pertes dues à la richesse des tailings, on voit que pour ce cas particulier, la perte due à l'or flottant, pour deux moulins seulement, de faible capacité, s'élevait, à compter 250 jours de travail par an, à plus de 400.000 francs.

*Causes de perte dans le traitement des quartz rebelles ou exceptionnels.* —

Si, des quartz aurifères aussi simples dans leur composition que ceux auxquels s'appliquent les expériences précédentes, nous passons à la classe des quartz rebelles, nous voyons s'ajouter de nouveaux éléments à la liste des causes de perte déjà citée.

En premier lieu les sulfures, arséniosulfures, et antimoniosulfures que renferme cette classe de minerais ont une tendance encore plus considérable que la gangue elle-même à se réduire en *slimes* qui flottent et ne se déposent pas.

En second lieu les pertes peuvent provenir des éléments naturels des minéraux associés aux quartz aurifères. Voici d'après les investigations de J. Cosmo Newbery en Australie, comment ces éléments peuvent influencer l'amalgamation.

On peut considérer d'abord l'influence des métaux quelquefois alliés à l'or natif dans les filons de quartz, et en particulier celle de l'arsenic, de l'antimoine, du bismuth et du plomb.

L'or contenant de l'arsenic est beaucoup plus difficile à amalgamer que l'or pur; si la quantité d'arsenic est considérable, l'amalgame est noir et pulvérulent et flotte à la surface du mercure. L'arsenic noir en poudre ne s'allie pas au mercure à la température ordinaire pour former un amalgame, mais se mêle avec lui, recouvrant chaque globule, empêchant ces globules de se réunir les uns aux autres, ou en d'autres termes réduisant le mercure en farine.

L'antimoine et le bismuth agissent d'une façon analogue, mais c'est l'influence de leurs sulfures qui est surtout nuisible<sup>1</sup>.

Le plomb a aussi une influence désastreuse sur l'amalgamation, car une petite quantité de ce métal ajoutée au mercure cause une perte d'amalgame d'or et une perte de mercure qui sont dues à l'amalgame de plomb, nageant à la surface du mercure comme une écume mousseuse, entraînant avec elle une certaine proportion d'amalgame d'or, et empêchant d'ailleurs le mercure, par cette sorte de couverture, de venir en contact avec les parcelles d'or qui passeraient à sa surface. Cette écume est en outre facilement divisée et entraînée par le courant d'eau.

Si nous examinons l'influence des sulfures, nous voyons d'abord que les pyrites arsenicales paraissent agir comme l'arsenic métallique lui-même, en produisant par le broyage une grande quantité de mercure noir en farine. Le

1. Nous avons démontré nous-mêmes par des expériences de laboratoire qu'un produit artificiel composé de soufre, d'antimoine, de fer et d'or ne s'amalgame pas, ou du moins n'abandonne au mercure qu'une très faible proportion d'or, lorsqu'on le triture au mortier, et avons attribué à ce composé multiple la différence que l'on observe entre la facilité d'amalgamation de certaines pyr. es et le caractère absolument *rebel* de quelques autres pyrites antimoniales.

sulfure d'antimoine agit encore plus énergiquement que les pyrites arsenicales pour produire cet effet; en outre, une véritable décomposition chimique paraît s'effectuer par un broyage prolongé, le mercure en excès retenant de l'antimoine métallique et l'écume rouge brun qui se produit étant un mélange de sulfure de mercure et de sulfure d'antimoine.

En troisième lieu la décomposition partielle des sulfures contenus dans les quartz donne lieu, soit à des eaux acides, soit à des eaux chargées d'hydrogène sulfuré dont l'effet est également nuisible.

Toutes les causes de pertes que nous venons d'énumérer se trouvent réunies à un haut degré dans la classe des minerais rebelles que nous étudierons à propos du traitement des minerais auro-argentifères et des minerais complexes; elles ont nécessité soit des artifices particuliers pour l'application des procédés d'amalgamation, dont la réussite n'est jamais complète, soit l'abandon de ces procédés.

Dans le cas des quartz aurifères, qu'ils soient réputés facilement amalgamables ou qu'ils passent pour rebelles, ces causes de pertes ont, ainsi que nous venons de le voir, une importance qui ne doit pas faire dédaigner les tentatives faites pour se mettre à l'abri des inconvénients de l'amalgamation.

Dans certains cas spéciaux, très intéressants à étudier, parce qu'ils s'appliquent à des découvertes récentes de minerais presque absolument rebelles à l'amalgamation, quoiqu'ils ne diffèrent guère en apparence de la condition des quartz aurifères, il faudrait rechercher dans d'autres causes l'explication de l'insuccès des méthodes que l'on a tenté de leur appliquer.

Un des cas particuliers sur lequel nous nous étendrons, parce qu'il a été le point de départ de la révolution qui paraît en train de s'accomplir dans le mode de traitement, est celui de la mine *Mount Morgan* dans le Queensland (Australie).

Dans cette mine le minerai devrait être classé dans les *freemilling ores* si l'on se bornait à examiner sa composition. On n'y rencontre pas trace de soufre, d'arsenic, ni d'antimoine; l'or libre que l'on y trouve en petites parcelles est parfaitement pur et même ne contient pas les quantités d'argent ordinairement associées à l'or des filons, et cependant, comme on le verra par les tentatives infructueuses de traitement que nous citerons, il est au plus haut degré rebelle à l'amalgamation.

La gangue de couleur brune est composée de silice et d'oxyde de fer, tantôt combinés, tantôt variant de la silice pure à une véritable *limonite*; on rencontre souvent dans le minerai des masses en forme de stalactites qui présentent, dans une section transversale polie, des zones concentriques, les unes formées de silice pure, les autres de limonite pure, les premières montrant beaucoup d'or visible, les secondes donnant également, à l'essai, une grande richesse.

Si un morceau du minerai brun est laissé en digestion pendant quelques jours avec de l'acide chlorhydrique, l'oxyde de fer se dissout entièrement et laisse un résidu spongieux presque entièrement composé de silice pure de même forme et à peu près de mêmes dimensions que le morceau primitif, dans lequel

on peut apercevoir de menues parcelles d'or en feuille. Le résidu siliceux pressé entre les doigts ne laisse pas de matière sableuse mais se réduit en pâte.

La richesse de ce minerai varie de 8 à 10 onces d'or à la tonne. Anciennement ce minerai était broyé et amalgamé avec le plus grand soin dans un moulin à batteries perfectionné, les tailings étaient même broyés à nouveau dans des pans avec du mercure, jusqu'à ce qu'ils fussent réduits à l'état de poudre impalpable, opération facilitée par l'extrême friabilité du minerai.

Malgré toutes ces précautions le rendement n'était que de 2 onces à la tonne, les tailings rendant, à l'essai, 5 à 6 onces à la tonne, et cette situation déplorable se continua jusqu'à l'entassement de 20.000 tonnes de tailings d'une teneur moyenne égale à celle que nous venons de citer.

L'eau étant très rare dans ce district, on l'employa à nouveau pour le travail des batteries et l'alimentation des chaudières, en la laissant se déposer dans des fosses; mais elle présenta bientôt une couleur de rouille et elle contenait beaucoup d'or en suspension. Les dépôts des bouilleurs eux-mêmes présentaient une richesse de 11 onces d'or à la tonne.

En présence de la rareté de l'eau, on employa ensuite le broyage à sec, les poussières étant conduites dans un bâtiment fermé; les parcelles les plus fines s'échappant par les interstices présentaient une richesse souvent plus considérable que la moyenne du minerai, et cette poussière dissoute par l'acide chlorhydrique laissait au fond du vase comme une peinture d'or.

Des essais de chloruration par le procédé de Plattner donnèrent des résultats encore plus désastreux que l'amalgamation.

Des lots de minerai furent envoyés en Allemagne, en Angleterre et à San Francisco. En Allemagne, les procédés de fusion avec d'autres minerais donnèrent un rendement très satisfaisant, mais eu égard à la nature très siliceuse de la gangue, il ne parut pas possible d'établir en grand ce procédé. Les recherches en Angleterre et à San Francisco ne donnèrent pas mieux la solution du problème.

Enfin, on eut recours au *Technological Museum* de Melbourne. Le chef de cette institution, M. J. Cosmo Newbery, aidé de M. Claude Vautin, reprit toutes les expériences de chloruration et d'amalgamation précédemment tentées, en poussant même l'amalgamation jusqu'à faire bouillir le mercure avec les slimes dans un récipient, sans parvenir à de meilleurs résultats.

En examinant attentivement la nature de la gangue, ils reconnurent qu'elle était composée de silice hydratée et d'oxyde de fer hydraté, et que lorsque, par la calcination, l'eau de combinaison était expulsée, les résidus calcinés pouvaient abandonner par les méthodes d'amalgamation ordinaires la plus grande partie de l'or contenu, les tailings en ce cas ne donnant plus à l'essai que 10 à 20 dwts (15 grammes à 30 grammes) à la tonne au lieu de 5 à 6 onces comme précédemment.

En soumettant ces résidus à la chloruration par la méthode de Plattner, les résultats furent encore plus satisfaisants, au point de vue de la teneur des tailings réduite à 2 ou 3 grains à la tonne, mais un autre genre de difficulté vint forcer à abandonner ce dernier procédé. Le minerai est si friable qu'une

énorme proportion de *slimes* est produite par le broyage, et cette proportion empêche presque entièrement la pénétration du chlore gazeux dans la masse et la filtration ultérieure dans de simples bacs, telles qu'elles s'exécutent dans la méthode de Plattner.

La dessiccation de ce minerai présente, en outre, une difficulté spéciale, le dégagement de la vapeur d'eau à une haute température donnant à la masse entière une mobilité extrême qui la fait presque couler comme de l'eau dans le four.

En tout état de cause, on voit par les détails qui précèdent à quelles difficultés et à quels insuccès on vient quelquefois se heurter pour le traitement, par les anciennes méthodes, de minerais d'or, simples dans leur composition comme celui de *Mount Morgan*, qui n'est une exception dans sa nature que par sa richesse extraordinaire. Ce gisement paraît être le *chapeau de fer* d'un immense dépôt pyriteux; ce mode de gisement, avec décomposition des pyrites et formation de *gossan* suivant l'appellation anglaise, par suite des actions atmosphériques ou des métamorphismes dus aux actions des sources hydrothermales dans des âges géologiques antérieurs, est beaucoup plus répandu qu'on ne le suppose, quoiqu'il présente rarement une richesse comparable à celle que nous venons de citer.

L'association intime du fer de la silice et de l'or, la division infinitésimale du métal précieux se rencontrent également dans quelques parties de l'Afrique australe. Dans la roche appelée *Banket* par exemple, on rencontre des échantillons de matière brune où l'or ne peut être distingué, même par l'emploi d'un microscope de grande puissance et qui, après agitation dans un tube avec de l'eau distillée, donne à cette dernière la couleur caractéristique de l'or divisé, rouge par transmission et vert par transparence, en ne laissant le dépôt métallique s'effectuer et l'eau reprendre sa couleur ordinaire qu'au bout d'un temps considérable. On comprend dès lors combien peu les méthodes d'amalgamation sont applicables à ces minerais.

A notre connaissance, il existe encore de vrais quartz aurifères compacts qui donnent à l'essai des teneurs souvent considérables, et dans lesquels il est absolument impossible de retirer une parcelle d'or par amalgamation. Un gisement de ce genre existe dans le Dakota près de la région des Black-Hills dans le *Ruby-Basin*. Le quartz s'y montre en couches horizontales reposant sur du quartzite et surmontées par du porphyre. Les couches ont de 3 à 12 pieds de puissance et sont reconnues sur plusieurs milles de longueur, des bandes de 40 à 120 pieds de largeur, minéralisées en or, alternent dans ces couches avec des bandes stériles de même largeur; dans les premières l'essai accuse de 12 à 100 \$ par tonne et tous les essais tentés par amalgamation n'ont jamais réussi à donner industriellement la moindre trace d'or.

A quel traitement soumettre cette réserve de métal précieux? c'est là un des problèmes qui se poseront à mesure que la complication possible des combinaisons de l'or sera démontrée par la science et que les recherches du métal précieux surexcitées par l'épuisement des gisements de constitution aussi simple que les alluvions et les filons de quartz proprement dits, auront fait découvrir des gisements d'une nature plus complexe.

Pour nous en tenir aux quartz aurifères qui font l'objet de ce chapitre, les considérations générales que nous venons de faire valoir expliquent suffisamment l'importance des variantes proposées ou mises déjà en pratique dans les appareils et dans la formule de traitement de ces quartz.

## B. APPAREILS ET PROCÉDÉS DE CHLORURATION.

**Introduction.** — Les difficultés que nous avons fait valoir dans les considérations générales qui précèdent et que l'on rencontre dans le traitement de certains quartz aurifères exceptionnels, aussi bien que dans l'extraction de l'or des *concentrés* du moulin, ou dans le traitement des minerais aurifères, rebelles à l'amalgamation, ont suggéré de nombreux procédés de traitement par voie de réactions chimiques, qui sont presque tous basés sur l'action dissolvante du chlore sur le métal précieux. La liste serait longue des procédés brevetés que nous pourrions citer, depuis celui d'Elsner qui, en 1845, séparait l'or de l'arsenic par un courant de chlore gazeux, jusqu'à celui de Newbery et Vautin qui, en 1887, ont pratiquement résolu le problème de l'emploi de ce réactif. Percy, Plattner, Duflos, Lange, Georgi, Richter, Guettler, Clark, Henderson et Calvert, enfin de Lacy, ont étudié successivement la question de la chloruration et proposé des méthodes ou des perfectionnements qui, entre les mains de chimistes habiles pouvaient donner de bons résultats, mais qui n'ont pas, en général, reçu la sanction de la pratique dans de véritables usines de traitement. La méthode que nous avons étudiée sous le nom de Méthode de Plattner à propos du traitement des concentrés des moulins à or (voir p. 436) était, jusqu'à ces dernières années, la seule qui fût entrée dans le domaine de l'industrie.

Cette méthode, d'ailleurs, ne s'appliquait guère à des masses considérables à cause du temps qu'elle exigeait, puisque nous avons vu que la chloruration proprement dite, dans ce procédé, exigeait de 14 à 48 heures, et que le lavage, qui lui fait suite, prenait un temps considérable pouvant, dans certains cas, aller jusqu'à 60 heures. La pratique a même fait voir que des réactions auxiliaires venaient souvent détruire, en partie, l'action effective du chlore sur le métal précieux. Sans parler de l'effet du chlorure d'argent formé qui, lorsque ce métal est allié à l'or, recouvre d'une pellicule protectrice les grains d'or et empêche leur complète attaque, on a reconnu qu'il se produisait, dans la longue durée du procédé, une certaine proportion d'acide chlorhydrique qui formait des protochlorures métalliques réagissant sur le chlorure d'or déjà formé et le réduisant à nouveau à l'état métallique.

Aujourd'hui plusieurs méthodes d'attaque par le chlore ont remplacé la méthode de Plattner, nous passerons en revue celles qui se recommandent par un mode nouveau de production du réactif ou par des dispositifs spéciaux qui facilitent les opérations.

**Procédé Mears.** — B. Howel Mears de Philadelphie en étudiant, il y a quelques années, l'action du chlore sur des pyrites aurifères grillées fut conduit, par suite de la rupture d'un appareil de laboratoire, à reconnaître

que l'action du chlore sous pression était aussi effective, au bout d'un court intervalle, que l'action du chlore gazeux passant à l'air libre et pendant un temps assez long à travers un minerai humide. Cette découverte a été le point de départ des nouvelles méthodes de chloruration qui font agir le chlore dans un espace fermé.

Dans le procédé Mears le minerai grillé, mouillé avec une petite quantité d'eau est introduite dans un tonneau tournant, construit en fer et doublé de plomb, dans lequel le chlore est maintenu sous pression.

Les avantages du mouvement imprimé à l'appareil sont faciles à saisir : le minerai dans son mouvement continu présente successivement chacune de ses parcelles à l'action du gaz chlore et l'attaque de l'or est ainsi favorisée. Cette attaque ne peut plus produire, comme dans le cas d'un appareil au repos, une couche préservatrice de perchlorure d'or recouvrant les grains d'or d'assez grandes dimensions et s'opposant à une attaque complète, puisque le frottement des matières enlève à chaque instant la pellicule préservatrice. Le même effet détruit la couche de chlorure d'argent qui recouvre, pendant l'attaque au repos, les grains de métal précieux lorsque l'or se trouve allié à une notable proportion d'argent dans le minerai lui-même ou dans les produits de son grillage.

La pression était obtenue dans les appareils primitifs à l'aide d'une pompe foulante dont le tuyau pénétrait dans l'un des tourillons du tonneau, à l'aide d'un *stuffing-box*.

Les fuites de chlore presque inévitables dans ce dispositif ont conduit à certaines modifications que nous étudierons en détail dans la description des procédés suivants.

Le procédé Mears a été appliqué dans différentes localités de la Californie et, sur une assez vaste échelle, dans la *Deloro mine* qui traite des Mispikels aurifères. Nous aurons l'occasion de revenir sur sa description lorsque nous étudierons le traitement des *minerais aurifères complexes*, au point de vue de l'utilisation des bas métaux et, dans ce cas particulier, de l'extraction de l'arsenic, partie constitutive du Mispikel.

**Procédé Thies.** — Dans le procédé Thies le tonneau en fer, intérieurement garni de plomb, est muni d'un *trou d'homme*, pour le chargement et le déchargement, avec joint et vis de serrage.

Le chargement se fait en remplissant d'abord le tonneau d'une certaine quantité d'eau dans laquelle on verse le poids requis de chlorure de chaux (voir p. 144), puis on introduit le minerai et, enfin, on verse à la surface du minerai la quantité d'acide sulfurique exigée pour la décomposition de l'hypochlorite. De cette façon on a le temps de visser le couvercle avant que la réaction, qui dégage le chlore, se manifeste. Un mécanisme particulier permet, au moyen d'une valve s'ouvrant brusquement et lutée avec de l'argile, d'effectuer de temps en temps des prises d'essai dans l'intérieur du tonneau sans ouvrir la valve principale.

Les opérations d'attaque et de filtration ne présentant rien de particulier, nous réserverons la description complète des opérations pour l'étude du

procédé Newbery-Vautin dans lequel le chlore est produit à l'aide des mêmes réactifs.

**Procédé Pollok.** — Dans ce procédé, après un grillage préalable du minerai, ce dernier est introduit, comme pour les procédés précédents, dans un tonneau tournant; mais au lieu de produire le chlore à l'aide de l'hypochlorite de chaux et d'un acide, on utilise la réaction du bisulfate de soude, sel d'un transport facile, sur le chlorure de chaux. Le minerai et les réactifs étant introduits, on force, à l'aide d'un accumulateur hydraulique, de l'eau dans l'intérieur du tonneau. Les révolutions du tonneau brassent la masse liquide, et la forte pression maintenue dans l'intérieur fait pénétrer le chlore dans les pores du minerai et active l'attaque.

**Procédé suédois ou Procédé Munktell.** — Le procédé Munktell consiste à soumettre le minerai, préalablement grillé, à l'action d'une solution très diluée d'hypochlorite de chaux, admise à la surface du bac en même temps qu'une dissolution d'un acide, également très diluée, et calculée de façon à saturer exactement la proportion d'hypochlorite pour en dégager le chlore. Le chlore se dégage à l'état naissant à mesure que le mélange des deux dissolutions pénètre dans la masse et, sous cet état, paraît attaquer l'or d'une façon plus complète.

Nous reviendrons sur les dispositions assez simples de ce procédé au sujet du traitement par lixiviation des minerais auro-argentifères.

**Procédé Newbery-Vautin.** — A la suite des découvertes des grands gisements de Mount-Morgan (Queensland), dont nous avons fait connaître le caractère, et de l'insuccès de toutes les méthodes jusque-là connues, y compris la méthode de Plattner, pour le traitement de ces quartz aurifères, Newbery et Vautin ont été conduits à étudier et à appliquer, en grand, un ensemble de moyens mécaniques et d'appropriations qui simplifient et accélèrent les anciennes méthodes.

On peut dire aujourd'hui que le procédé connu sous le nom de *Newbery-Vautin process (patented)* est réellement entré dans la pratique puisque, à l'heure actuelle, nous pouvons citer les établissements suivants dans lesquels il fonctionne, et les quantités de minerai que l'on peut y traiter par 24 heures :

En Australie, dans le Queensland : les établissements de *Mount-Morgan mine* (215 tonnes par jour), de *Norton* et de *Ravenswood* (15 tonnes), de *Cloncurry* (35 tonnes) ;

Dans Victoria à *Sandhurst Custom works* (17 tonnes), à *Long Tunnel mine* (17 tonnes) ;

Dans la Nouvelle-Galles-du-Sud, à *Cunningar* (17 tonnes) et à *Ironclad mine* (17 tonnes).

Dans la Nouvelle-Zélande, à *Thames* (35 tonnes).

Aux États-Unis, près de *Denver*, une usine d'expérimentation peut traiter 35 tonnes par jour ; au Brésil, à la mine *San Juan del Rey*, dans la Colombie anglaise à Vancouver, dans l'Afrique australe à *Johannesburg* et à *Barberton*,



en Hongrie à *Nagy-Banya*, le procédé est également en œuvre sur l'échelle réduite de 7 tonnes par jour. Enfin une usine d'expérimentation sur le pied de 15 tonnes par jour est établie à Londres, dans l'usine de Central Work, à Regent's Canal, où sont étudiés les détails du traitement à appliquer aux diverses natures de minerai<sup>1</sup>.

**Principe du traitement.** — Le principe du procédé n'est pas nouveau, puisqu'il repose essentiellement sur l'action dissolvante du chlore, comme le procédé de Plattner, et que le mode de production de ce réactif au moyen du chlorure de chaux et de l'acide sulfurique est employé aux États-Unis, ainsi que nous l'avons fait voir (p. 142) en étudiant le traitement des *concentrés* dans certains moulins à or. Mais au lieu de faire agir le chlore gazeux sur le minerai préalablement grillé et soigneusement tassé dans un baquet d'imprégnation, ou au lieu de se contenter de faire agir, dans un tonneau rustique, le chlore produit au contact du minerai comme dans la chloruration au tonneau déjà décrite, pour opérer ensuite la filtration de la liqueur dans de simples baquets, les appareils du nouveau procédé mettent en jeu deux actions nouvelles : 1<sup>o</sup> l'action du chlore sous pression comme dans le procédé Mears ; 2<sup>o</sup> l'action d'une pompe aspirante pour hâter la filtration dans des baquets de décharge appropriés.

**Description des appareils.** — Qu'il s'agisse de quartz aurifères exceptionnels comme ceux de *Mount-Morgan*, ou de *concentrés* de moulins à or, ou de minerais d'or et d'argent qualifiés de *rebelles* (*refractory ores*), il est indispensable de procéder d'abord : soit à une calcination comme dans le cas de *Mount-Morgan*, soit à un véritable grillage pour tous les minerais qui ont, comme parties constituantes, des sulfures, des arsénio-sulfures, des antimonio-sulfures, ou des tellures.

Ce grillage s'opère dans l'un des fours que nous décrirons en détail dans l'étude du traitement des minerais auro-argentifères. Les fours à réverbère, les fours à sole tournante, ou les fours rotatifs peuvent être employés.

S'il ne s'agit que d'une simple calcination, ayant pour but d'enlever l'eau d'hydratation et de détruire l'état particulier de la silice et de l'oxyde de fer qui s'oppose à la réussite de l'amalgamation de la matière primitive aussi bien qu'au succès de la chloruration, on peut se contenter d'un simple concassage avant d'opérer la calcination, car cette dernière opération facilite le broyage fin que les minerais doivent toujours subir.

Dans le cas de sulfures, le grillage doit être parfait et on ne peut l'obtenir qu'au prix d'une pulvérisation préalable.

Dans tous les cas, c'est au moyen des cylindres broyeurs (*Krom's rolls*) précédemment décrits, que l'on effectue le broyage dans toutes les usines où le nouveau procédé a été introduit.

Les annexes indispensables du traitement sont donc : des cylindres broyeurs

1. Nous devons à l'obligeance du Directeur et de M. Ketcher ingénieur de la *Newbery-Vautin (patents) gold extraction company, limited*, les détails et les dessins relatifs au procédé.

et des fours de grillage de capacité suffisante. Quant aux appareils qui constituent le procédé en lui-même, ils comprennent, suivant l'extension requise : un ou plusieurs tonneaux de chloruration, un nombre correspondant de baquets de filtration, des pompes à air et des pompes susceptibles de résister à l'action corrosive des eaux chlorurées, enfin des bassins de dépôt et de précipitation.

La figure ci-dessous (fig. 76) donne la disposition d'un atelier de deux tonneaux, et la planche XXII (fig. 77) une autre disposition d'ensemble.

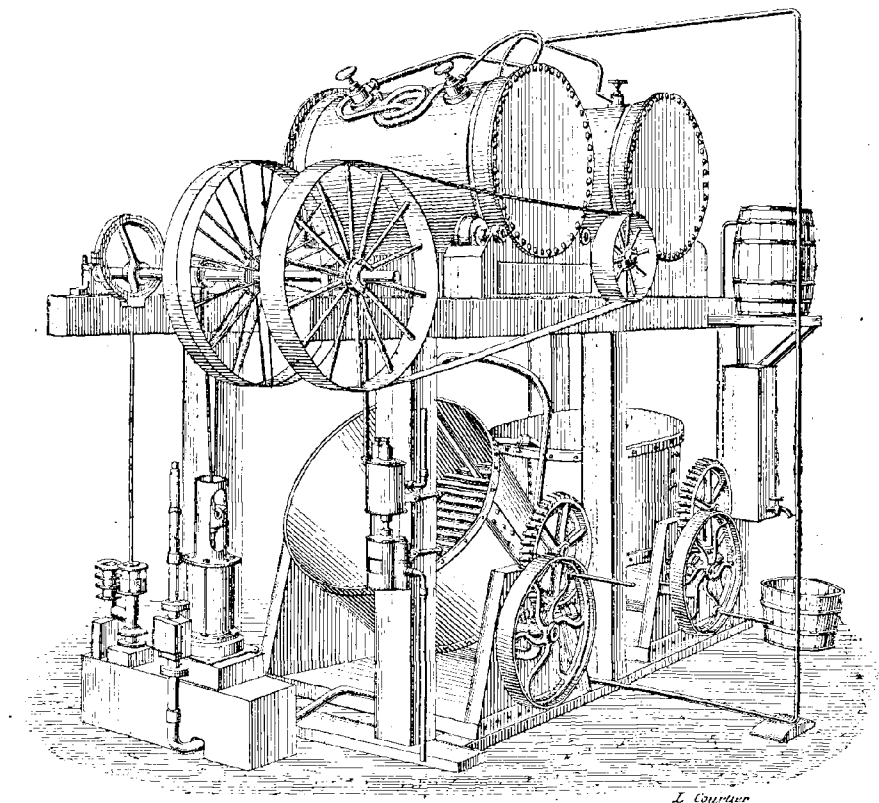
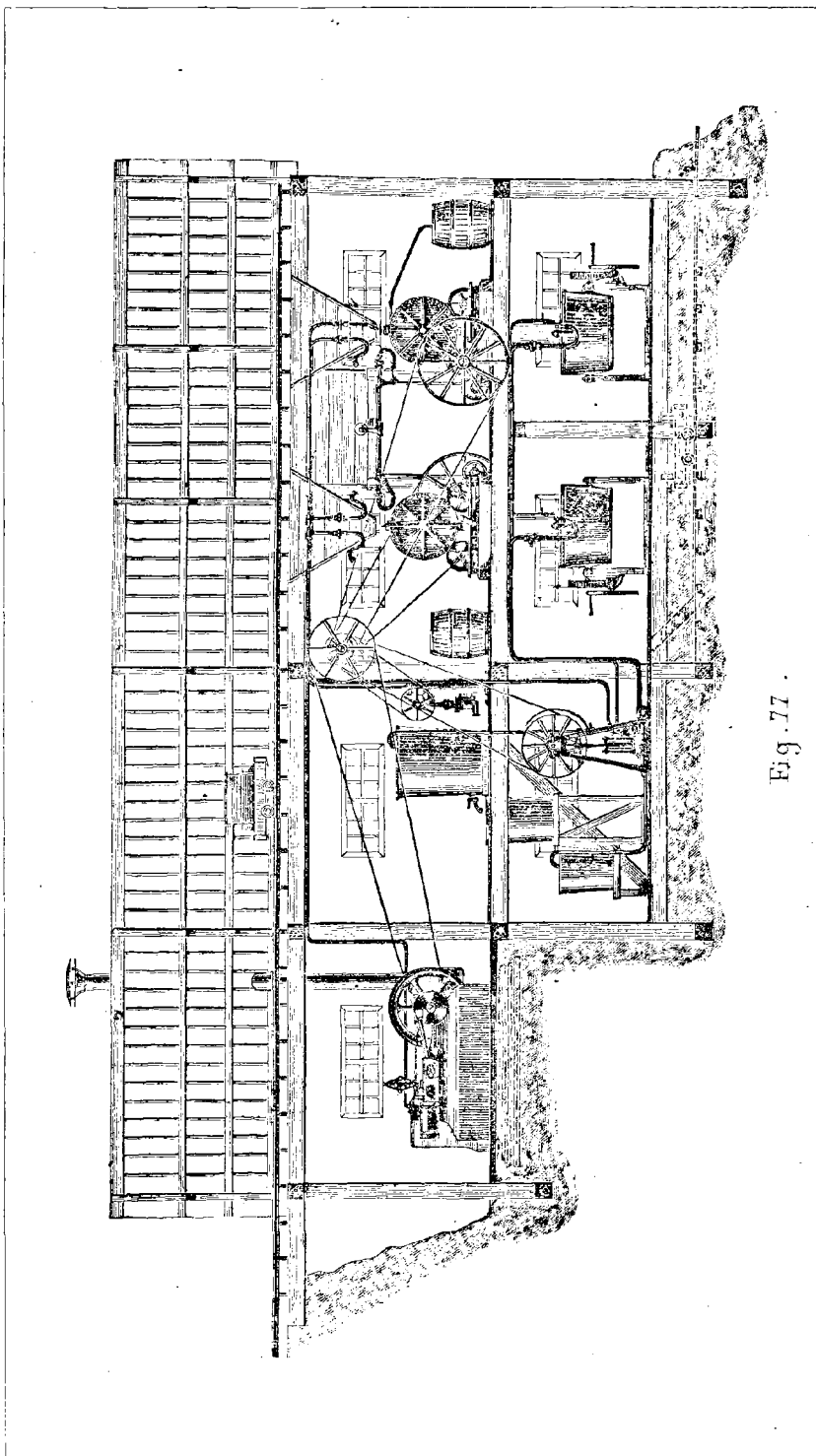


Fig. 76.

*Tonneau d'attaque.* — Le tonneau est cylindrique et assez fort pour résister à une pression intérieure de 100 livres par pouce carré ( $7^k,270$  par centimètre carré).

Il est en tôle d'acier et, pour résister à l'action du chlore, il est garni intérieurement de bois préparé, et de plomb en feuille. Il présente une ouverture centrale pour l'admission de la charge et pour son évacuation, ouverture fermée par un couvercle à joint solidement vissé pendant l'opération. Deux autres ouvertures sont placées à droite et à gauche de l'ouverture principale, pour permettre l'accès de l'air comprimé et l'évacuation de l'excès de chlore après l'opération. Ces valves ont des roues à main pour faciliter leur ouverture et leur





Eg. 77.

L. COUDRIER - PARIS

fermeture rapide et sont munies de *raccords* mobiles les mettant en relation avec les tuyaux d'amenée et de décharge.

Le tonneau, qui repose sur des rouleaux de friction, reçoit son mouvement de l'arbre moteur, à l'aide de poulies et d'engrenages qui actionnent les rouleaux de friction. Le tout est combiné de façon que, lorsqu'il y a plusieurs tonneaux, un seul homme, à l'aide de leviers, peut arrêter ou mettre en marche chaque tonneau indépendamment des autres.

La pompe à air verticale envoie de l'air soit directement dans le tonneau, soit dans un réservoir à air comprimé que l'on met en communication, au moment voulu, avec le tonneau.

*Baquet de filtration.* — Le baquet de filtration est un vase légèrement conique, construit en plaques de tôle d'acier et garni intérieurement, comme le tonneau, de plomb en feuilles. Il est muni de deux tourillons qui le supportent sur un bâti en fonte et, à l'aide d'engrenages et d'une manivelle, un ouvrier peut rapidement et facilement le faire basculer pour opérer la décharge des résidus dans un wagonnet amené sous le baquet.

Vers le fond du baquet, on installe un filtre laissant un certain intervalle vide que l'on fait communiquer avec la pompe aspirante à l'aide d'un tuyau de plomb. Au-dessus de cette chambre, on place des rangées entre-croisées de *litateaux* de bois, reposant sur des supports, dans l'intervalle desquels on introduit du sable quartzeux de finesse graduée qui se tasse et ne se déverse pas lorsqu'on incline le baquet pour le vider. Une feuille de plomb, percée de trous d'un très petit diamètre, empêche, en outre, ce sable de passer dans le tuyau d'aspiration.

La pompe qui aspire la liqueur de filtrage et qui la refoule dans les baquets de précipitation est construite tout entière, comme les engins analogues employés dans l'industrie des produits chimiques, avec un alliage spécial de plomb et d'antimoine inattaquable aux eaux chlorurées.

Lorsqu'on désire opérer la filtration avec plus de rapidité, ou lorsqu'on a à opérer sur de très grandes quantités de matière, la *Newbery-Vautin gold extraction company* fournit des appareils spéciaux à haute pression qui diffèrent du baquet de filtration en ce que le liquide, au lieu d'être aspiré, est forcé à travers la couche filtrante à l'aide de l'air comprimé puisé à la même source que l'air comprimé des tonneaux.

*Conduite du travail.* — La charge de minerai déjà grillé est déversée dans le tonneau à l'aide d'un couloir aboutissant d'un côté au réservoir (*ore-bin*) et de l'autre à l'ouverture centrale. On introduit les quantités de chlorure de chaux et d'acide sulfurique correspondant, que des essais préliminaires ont permis de doser d'une façon convenable; ces quantités sont variables suivant la nature du minerai. Les chiffres indiqués à propos du traitement des concentrés (voir p. 144) peuvent donner une idée des proportions relatives à employer. Enfin on ajoute la quantité d'eau suffisante pour donner à la charge une consistance à demi liquide.

On ferme et on boulonne rapidement le couvercle de l'ouverture de charge-

ment ; on met alors en connexion, au moyen d'un tuyau de caoutchouc, une des valves latérales avec la pompe ou le réservoir à air comprimé, et l'on force l'air dans le tonneau jusqu'à atteindre une pression de 60 livres par pouce carré (4,560 par centimètre carré) ; puis on ferme la valve et on enlève le tuyau de raccord.

Le tonneau est ensuite mis en mouvement, à raison de 10 tours par minute. Les réactifs agissent et, sous la pression existante, le chlore gazeux qui se dégage se dissout dans le liquide, de telle sorte qu'une forte dissolution de chlore se trouve en continu contact avec toutes les parcelles solides de la masse. L'or contenu est dissous à l'état de chlorure d'or soluble dans le liquide.

Le temps nécessaire pour une attaque complète du métal varie avec les dimensions des grains d'or et la nature du minerai. Avec de l'or fin, il suffit d'une heure, tandis que la durée de l'attaque exige quelquefois deux et même quatre heures si l'or est gros.

Le mouvement continu et la friction des parcelles de minerai empêchent la formation des pellicules de matières étrangères qui retardait l'attaque et quelquefois l'empêchait dans les anciens procédés.

Une fois l'attaque complète, la seconde valve latérale est munie d'un tuyau et on laisse le chlore en excès s'échapper dans l'atmosphère, ou mieux, on fait rendre ce gaz dans une dissolution d'eau de chaux qui l'absorbe. On peut également faire intervenir, à nouveau, l'air comprimé pour chasser de la masse les dernières traces de chlore libre.

Pour opérer le déchargement, on ouvre la valve principale, on remet le tonneau en mouvement et, à chaque tour, une portion de la charge s'écoule dans une conduite en bois qui la fait passer dans le baquet de filtration. On complète le déchargement en ajoutant un peu d'eau et en projetant, à l'aide d'une lance, un jet d'eau à l'intérieur, de façon à nettoyer complètement le tonneau qui est alors prêt pour la charge suivante.

Le lavage et la filtration de la matière s'opèrent en mettant en communication la chambre de filtrage avec la pompe correspondante, mise en travail. Un courant d'eau continu est introduit dans le baquet pour remplacer la dissolution pompée et lorsque les essais, faits par la méthode analytique ordinaire, ne donnent plus de traces d'or dans la liqueur qui s'écoule, on interrompt la venue d'eau et l'on continue l'action de la pompe jusqu'à ce que le résidu soit tout à fait asséché.

On vide le baquet en le faisant basculer sur ses tourillons, et le résidu est envoyé : soit aux haldes de décharge, s'il s'agit d'un minerai exclusivement aurifère — car dans ce cas ces résidus sont complètement *épuisés*, — soit au traitement *pour argent*, si le minerai contient une notable proportion de ce métal. Ce traitement additionnel est indispensable, car la chloruration produit un composé de chlorure d'argent, à peu près insoluble, qui serait perdu dans les tailings. Pour récupérer l'argent, on procède au lavage de ces tailings par une dissolution d'hyposulfite de soude, ainsi que nous l'expliquerons dans le traitement des minerais auro-argentifères *par lixiviation*.

La liqueur de filtrage tenant l'or en dissolution est envoyée par la pompe dans des bassins de dépôt, où elle se clarifie, et passe de là aux baquets où l'on

effectue quelquefois la précipitation à l'aide du sulfate de protoxyde de fer, ainsi que nous l'avons expliqué dans la méthode de Plattner (voir p. 140). La dissolution est aujourd'hui plus généralement envoyée dans des filtres à charbon. Cette matière effectue très rapidement la réduction du chlorure d'or à l'état métallique, lorsque la dissolution ne contient pas de chlore libre, condition qui est précisément réalisée par le mode de travail. On laisse l'écoulement se produire lentement et l'or métallique se dépose à la surface et à l'intérieur des fibres du charbon de bois employé.

La dissolution contient, avant son passage dans le filtre, non seulement l'or, mais aussi une certaine proportion des bas métaux contenus dans le minerai, et une petite quantité de chaux et de magnésie, le tout à l'état de chlorures indécomposables par le charbon et qui se retrouvent dans la liqueur filtrée. On peut tirer parti du cuivre, en *cémentant* la liqueur avec de la ferraille afin que cela a lieu dans le procédé d'extraction du cuivre par voie humide.

Le charbon aurifère est brûlé dans un petit four et ses cendres, fondues creuset avec du borax, donnent, finalement, des lingots de métal précieux.

**Conditions économiques du traitement.** — Il est presque impossible de fixer nettement les limites entre lesquelles peut varier le coût total d'un traitement de ce genre; les concessionnaires du procédé évaluent les dépenses à une somme oscillant entre 20 et 40 francs par tonne, suivant les prix de la main-d'œuvre, de la force motrice et des réactifs employés. L'exemple cité pour un traitement analogue (voir p. 144) faisait ressortir presque au double de ce dernier chiffre le prix de revient du traitement des *concentrés* dans une usine des États-Unis, cette usine travaillant, il est vrai, avec un outillage primitif et opérant sur des masses restreintes.

En Hongrie, où le prix de la main-d'œuvre est assez bas, on évalue à 6 fr. 25 seulement par tonne les frais spéciaux d'attaque, de lavage et de précipitation sans comprendre, bien entendu, dans ce prix les frais des opérations préliminaires de broyage et de grillage.

Avec un *plan d'usine* tel que celui que nous venons de décrire, la main-d'œuvre est réduite à son minimum et les réactifs chimiques sont parfaitement utilisés. L'adoption de ce système doit surtout, d'ailleurs, être influencée par la réduction des *pertes en or* qui, paraît-il, sont presque nulles dans ce procédé, par la richesse des minerais auxquels ce procédé est applicable et enfin, par la réussite que l'on a constatée dans certaines circonstances où d'autres méthodes avaient complètement échoué.

C'est, en tout cas, un pas de plus fait dans la voie de la chimie industrielle pour l'extraction de l'or, qu'il était intéressant de signaler.

**Emploi du brome.** — Dans le procédé Newbery-Vautin tel qu'il vient d'être décrit, le brome peut être substitué au chlore et peut remplacer, par conséquent, les produits chimiques usuellement employés pour produire ce dernier réactif.

Les avantages de l'emploi du brome découlent de la faible quantité de cette matière que l'on a besoin d'employer. Il suffit, en effet, de 2 à 3 kilogrammes

par tonne de minerai, pour obtenir une attaque complète de l'or; sur cette quantité on peut, paraît-il, récupérer une proportion de 50 pour 100.

Le brome est actuellement fabriqué en Angleterre à un prix assez réduit (1 shilling la livre emballé en boîtes de 12 bouteilles de 5 livres chacune) et l'on comprend que son emploi puisse être substitué à celui du chlorure de chaux et de l'acide sulfurique dans les pays où les transports sont coûteux et difficiles.

Nous aurions encore à mentionner le procédé d'électro-chloruration des minerais d'or connu sous le nom de procédé de Cassel (*Cassel's process*). Mais les procédés d'électrolyse, quelque imparfaits que soient, dans la plupart des cas, les résultats auxquels ils ont conduit jusqu'ici, nous paraissent avoir une telle importance pour l'avenir de la métallurgie que nous croyons devoir réunir dans un chapitre spécial tout ce qui a trait à l'emploi de l'électricité.

Ainsi qu'on vient de le voir dans les chapitres qui précèdent, la séparation due à la simple gravité comme dans le traitement des alluvions, le rassemblement dû à la simple amalgamation comme dans le traitement des quartz aurifères, ne suffisent qu'à peine à la récolte du métal précieux. C'est toujours au prix de pertes en or relativement considérables que s'effectuent les traitements, en apparence si simples, que nous venons de décrire, et l'intervention d'actions chimiques plus compliquées devient de plus en plus nécessaire soit pour atténuer les pertes, ainsi que nous l'avons montré dans le paragraphe qui précède, soit pour arriver à recueillir l'or contenu dans les minerais auro-argentifères ainsi que nous le verrons dans les chapitres suivants.

FIN DE LA PREMIÈRE SECTION



# TABLE DES MATIÈRES

## TROISIÈME PARTIE

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

#### PREMIÈRE SECTION

##### EXPLOITATION ET TRAITEMENT DES MINÉRAIS AURIFÈRES

	Pages.
INTRODUCTION. . . . .	1

#### CHAPITRE I

##### EXPLOITATION DES ALLUVIONS

CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES. . . . .	5
-----------------------------------	---

##### § 1. Alluvions superficielles des vallées à pente faible (*shallow-placers*).

A. <i>Méthodes primitives du travail individuel.</i> — Introduction. . . . .	6
a. Description et mode d'emploi des appareils . . . . .	7
Batée, augette, pan (7). — Berceau (9). — <i>Long-tom</i> (11). — <i>Sluice-boxes</i> (12). — Auge sibérienne (12), description de l'appareil (12), mode de travail (13). — Vannage des graviers dans les placers secs (15).	
b. Conditions économiques du travail individuel . . . . .	16
B. <i>Traitement industriel des alluvions superficielles des vallées à faibles pentes.</i> — Introduction. . . . .	17
a. Aperçu des méthodes de traitement des alluvions . . . . .	18

b. Travaux préparatoires . . . . .	20
Investigations préliminaires ou prospections (20). — Déboisement (22). — Assèchement (25), assèchement des excavations (25). — Barrages et approvisionnement d'eau (25). — Détournement des rivières (25). — Travail dans le lit même des rivières (26).	
x.c. Mode d'exploitation. . . . .	27
d. Description et emploi des appareils de lavage américains. . . . .	28
Sluices (28), description de l'appareil courant (28), quantité d'eau (50), pente des sluices (50), mode de travail au sluice (51), capacité des sluices et personnel nécessaire à leur fonctionnement (52). — Variété du sluice (53). — Modifications à introduire dans le cas de graviers cimentés (54).	
d'. Description et emploi des appareils de lavage sibériens . . . . .	35
Considérations générales (35). — Lavoir à sluice sibérien (36), description de l'appareil (36), sluice principal (36), sluices secondaires (37). — Mode de travail (37), enrichissement des sables (38), traitement du schlich gris (38). — Lavoir avec trommel (39), description de l'appareil (39), mode de travail (39). — Lavoir à cuve (40), description de l'appareil (40), mode de travail (41). — Cuve de Miasse (41), mode de travail (42). — Lavoir mobile (42).	
d''. Description et emploi des appareils de lavage portés sur dragues. . . . .	45
Drague (45). — Appareils de lavage (44).	
d'''. Autres appareils de lavage. . . . .	45
Laveurs Bazin (45), description du laveur et de l'amalgamateur hydro-centrifuge (45), marche des appareils (46), résultats (46).	
e. Conditions économiques du traitement . . . . .	47

## § 2. Alluvions des vallées hautes à forte pente et des plateaux (deep-leads).

A. Exploitation par la méthode hydraulique . . . . .	50
a. Introduction historique et principe de la méthode . . . . .	50
b. Aperçu de la méthode . . . . .	55
c. Travaux préliminaires . . . . .	55
Barrages (55). — Conduite des eaux (57). — Mesurage et vente de l'eau (61).	
d. Distribution de l'eau sur les travaux . . . . .	62
Boîte de tête ( <i>head-box</i> ) (62). — Distributeur (62). — Ajustages (63).	
e. Évacuation des débris et amalgamation de l'or. . . . .	65
Tunnel, sluices (65). — Érection des sluices (67). — <i>Under-currents</i> ou courants dérivés (69). — <i>Drop-box</i> (68). — <i>Grizzly</i> (68). — Sluices de décharge ou <i>tail-sluices</i> (71).	
f. Mode de travail. . . . .	71
Attaque des bancs de gravier (71). — Conduite des opérations de lavage et d'amalgamation (72). — Traitement de l'amalgame (74).	
g. Conditions économiques du traitement hydraulique. . . . .	75
Quantité d'eau employée (75). — Prix de revient (75). — Pertes en or (76).	
h. Élévateurs hydrauliques. . . . .	77
Principe et mode de construction des appareils élévatoires hydrauliques ( <i>water-lifter, hydraulic-elevator</i> ) (77). — Établissement et mode d'emploi des élévateurs (79), tuyaux d'amenée (80), sluices de décharge (80), sluices d'amenée (81). — Données numériques relatives aux élévateurs (81).	

<b>§ 3. Alluvions recouvertes (Drift Claims. — Gravel mines).</b>	
<i>a.</i> Introduction historique et principe de la méthode . . . . .	83
<i>b.</i> Travaux préparatoires . . . . .	87
Cartes et plans (87). — Prospection (87). — Travaux miniers (88), galerie au rocher ou tunnel principal (88), remontages ( <i>upraises</i> ) (90), traverses ( <i>gangways</i> ) (90), puits d'ouverture verticaux (90).	
<i>c.</i> Travaux d'exploitation. . . . .	91
Mode d'exploitation (91), puits vertical ou incliné ( <i>winze, incline</i> ) (91), galerie principale ( <i>main-tunnel</i> ) (92), galeries en travers ( <i>gangways</i> ) (92), grandes tailles (95), abatage et boisage (95), roulage (95), aérage (94). — Matériel de mine (94).	
<i>d.</i> Lavage des graviers, récolte de l'or et évacuation des débris. . . . .	95
Lavage du gravier (95), conduite du gravier au dump de lavage (95), approvisionnement et quantité d'eau employée (95), disposition des sluices (96), lavage au sluice, nettoyage et décharge des tailings (96).	
<i>e.</i> Conditions économiques du travail des mines de gravier . . . . .	97
Considérations économiques générales (97). — Richesse des chenaux (99).	

## CHAPITRE II

### TRAITEMENT DU QUARTZ AURIFÈRE

#### § 1. Considérations générales.

A. <i>Exposé de la méthode</i> . . . . .	101
Définition des quartz aurifères (101). — Principe et formule du traitement des quartz aurifères normaux (102).	
B. <i>Définition des usines de traitement</i> . . . . .	105

#### § 2. Étude détaillée d'un moulin à or actuel.

A. <i>Conditions de l'installation d'un moulin</i> . . . . .	104
Mode de fonctionnement du moulin (104). — Conditions à réaliser pour l'emplacement d'un moulin (104).	
B. <i>Étude détaillée de l'installation d'un moulin</i> . . . . .	106
<i>a.</i> Appareils de broyage. — Concassage et bocardage . . . . .	106
Concasseurs (106). — Bocards (107), fondations (107), bâti (108), mortiers (109), dés (110), grille (111), pilon (111), guides (114), cames (115), supports ( <i>fin-gers</i> ) (115).	
<i>b.</i> Appareils d'amalgamation . . . . .	116
Plaques d'amalgamation intérieures (116). — Plaques d'amalgamation extérieures (116). Distribution de l'eau (117). — Disposition d'ensemble des appareils (117).	
C. <i>Conduite du travail dans les moulins à or</i> . . . . .	117

<p>Concassage (117). — Alimentation de la batterie (117), alimentation automatique (118). — Mise en marche des pilons (118). — Introduction de l'eau dans la batterie (119). — Introduction du mercure (119). — Fonctionnement des plaques d'amalgamation (120). — Nettoyage général (121). — Traitement de l'amalgame (121).</p>	
D.	<p><i>Observations générales sur le travail des moulins à or</i> . . . . . 122</p> <p>Usure et accidents (122). — Influence des divers dispositifs sur le débit des moulins (123). — Causes de pertes (124).</p>
E.	<p><i>Concentration des sulfures aurifères dans les moulins à or</i> . . . . . 126</p> <p>Définition de l'opération dite concentration (126). — Appareil de concentration nommé <i>Frué-vanner</i> (127), description de l'appareil (127), marche de l'appareil (129).</p>
<p><b>§ 3. Conditions économiques du travail des moulins à or actuels.</b></p>	
<p>Force motrice (150). — Importance du matériel (150). — Personnel (151). — Frais de premier établissement (152). — Coût du traitement (155).</p>	
<p><b>§ 4. Utilisation des concentrés produits dans les moulins à or.</b></p>	
A.	<p><i>Considérations générales</i> . . . . . 135</p>
B.	<p><i>Traitement des concentrés par le procédé de Plattner</i> . . . . . 136</p> <p>a. Conditions et principe du traitement . . . . . 136</p> <p>b. Description des appareils et conduite du travail . . . . . 157</p> <p>Grillage (137). — Attaque par le chlore gazeux (138). — Lixiviation du minerai attaqué (140). — Précipitation de l'or (140).</p> <p>c. Disposition générale de l'usine. . . . . 140</p>
C.	<p><i>Conditions économiques du traitement</i>. . . . . 142</p>
D.	<p><i>Traitement des concentrés par chloruration au tonneau</i> . . . . . 142</p> <p>Description et mode d'emploi des appareils (143), tonneau de chloruration (143). — Conditions économiques du traitement au tonneau (144).</p>
<p><b>§ 5. Étude sommaire de quelques variétés de moulins à or.</b></p>	
A.	<p><i>Moulins de Central-City (Colorado)</i>. . . . . 145</p> <p>Constitution des moulins (145), batteries (145), concentrateurs (146), <i>Gilpin gilt edge concentrator</i> (147). — Conditions économiques (147).</p>
B.	<p><i>Anciens moulins de la Californie</i>. . . . . 149</p> <p><i>Blanket-stuices</i> (149). — <i>Atwood amalgamator</i> (150), <i>Eureka rubber</i> (151), <i>Knox-pan</i> (151). — <i>Hendy's-concentrator</i> (152).</p>
C.	<p><i>Moulins destinés au traitement des graviers aurifères cimentés</i> . . . . 153</p> <p>Particularités de la batterie (153). — Conduite du travail (153). — Conditions économiques (154).</p>
D.	<p><i>Moulins tyroliens</i> . . . . . 154</p> <p>a. Appareils de broyage . . . . . 155</p> <p>Cassage (155). — Bocardage (155), fondations (155), bâti (155), auge (155), sole (155), pilon (155), colonnes et guides (156), tiroir et table (156), canal horizontal (156), arbre à cames (156), trémies de chargement (156).</p>

<i>b.</i> Appareils d'amalgamation. . . . .	157
Moulins tyroliens (157). — Plans inclinés et couvertures (158).	
<i>c.</i> Conduite du travail dans les moulins tyroliens. . . . .	158
Travail des bocards (158). — Travail des moulins (158).	
<i>d.</i> Extraction de l'or . . . . .	159
<i>E. Méthode des Roumains.</i> . . . . .	159
<i>F. Arrastra mexicaine</i> . . . . .	160
<i>Trapiche</i> (161). — <i>Arrastra</i> (161), description de l'appareil (161), mode de travail (162).	

§ 6. **Étude de quelques variantes récemment introduites dans le traitement des quartz aurifères normaux.**

<i>A. Considérations générales</i> . . . . .	164
<i>B. Appareils nouveaux de broyage</i> . . . . .	165
Marteaux-pilons du lac supérieur ( <i>Ball-stamps</i> ) (165), description de l'appareil (166), mode de travail (168). — Prix de revient (168). — Moulin à force centrifuge ( <i>Hutington-mill</i> ) (169). — Principe et avantages du moulin <i>Hutington</i> (169). — Mode de travail (169). — Cylindres broyeurs (170). — Cylindres broyeurs de <i>Krom</i> (170), description des appareils (170), mode de travail (172), avantages spéciaux des cylindres de <i>Krom</i> (173), conditions économiques comparatives des cylindres et des bocards (174).	

§ 7. **Étude de quelques variantes récemment introduites pour le traitement des quartz aurifères exceptionnels.**

<i>A. Considérations générales</i> . . . . .	176
Récapitulation des causes de pertes dans le travail des quartz aurifères normaux (177). — Causes de pertes dans le traitement des quartz rebelles ou exceptionnels (178).	
<i>B. Appareils et procédés de chloruration.</i> . . . . .	182
Introduction (182). — Procédé <i>Mears</i> (188). — Procédé <i>Thies</i> (189). — Procédé <i>Pollok</i> (190). — Procédé suédois ou Procédé <i>Munktell</i> (190). — Procédé <i>Newbery-Vautin</i> (190), principe du traitement (191), description des appareils (191), tonneau d'attaque (192), baquet de filtration (193), conduite du travail (193), conditions économiques du traitement (193). — Emploi du Brome (195).	



---

17596. — PARIS. IMPRIMERIE A. LAHURE

9, RUE DE FLEURS, 9

---