

**Institut Royal Colonial Belge**

SECTION DES SCIENCES TECHNIQUES

Mémoires. — Collection in-4°. — Tome I,  
fascicule 2

**Koninklijk Belgisch Koloniaal Instituut**

AFDEELING DER TECHNISCHE WETENSCHAPPEN

Verhandelingen. — Verzameling in-4°.  
T. I, aflevering 2

## TRAITEMENT

DES

# MINERAIS AURIFÈRES D'ORIGINE FILONIENNE

AUX

## MINES D'OR DE KILO-MOTO

PAR

**R. ANTHOINE**

INGÉNIEUR CIVIL DES MINES, INGÉNIEUR ÉLECTRICIEN,

INGÉNIEUR GÉOLOGUE A. I. LG.,

INGÉNIEUR EN CHIEF A LA SOCIÉTÉ DES MINES D'OR DE KILO-MOTO,

MEMBRE ASSOCIÉ DE L'INSTITUT ROYAL COLONIAL BELGE.



**BRUXELLES**

Librairie Falk fils,

GEORGES VAN CAMPENHOUT, Successeur,

22, Rue des Paroissiens, 22.

—  
1933





TRAITEMENT  
DES  
**MINERAIS AURIFÈRES D'ORIGINE FILONIENNE**  
AUX  
**MINES D'OR DE KILO-MOTO**  
PAR

**R. ANTHOINE**

INGÉNIEUR CIVIL DES MINES, INGÉNIEUR ÉLECTRICIEN,  
INGÉNIEUR GÉOLOGUE A. I. LG.,  
INGÉNIEUR EN CHEF A LA SOCIÉTÉ DES MINES D'OR DE KILO-MOTO,  
MEMBRE ASSOCIÉ DE L'INSTITUT ROYAL COLONIAL BELGE.

---

Mémoire présenté à la séance du 26 mai 1933.

---

## INTRODUCTION

Dans le tome III, n° 2 de 1932, du *Bulletin* des séances de notre Institut Colonial, notre collègue M. le Colonel Moulaert nous a exposé les méthodes présidant à l'organisation des chantiers traitant le minerai aurifère, d'origine alluvionnaire.

Nous avons cru intéressant de présenter, à la suite de cette étude, quelques notes, essentiellement d'ordre pratique, sur les procédés employés aux mines de Kilo à la récupération de l'or contenu dans les minerais filoniers oxydés ou sulfurés.

Ces notes sont précédées d'un exposé dans lequel le lecteur trouvera quelques notions sur la géographie physique, la stratigraphie et la genèse des filons de quartz aurifère de la concession des mines de Kilo-Moto.

\* \*

Déjà, en 1912, un filon de quartz aurifère était signalé à proximité de l'hôpital du poste de Vieux-Kilo. L'année suivante on découvre des affleurements de filons dans la vallée de la rivière Nizi et un gîte quartzeux contenant 90 grammes par tonne, sur la rivière Kanga.

Des travaux de recherches sont entrepris dès 1914 sur les filons A, B, C, D du Nizi. Suspendus pendant quelques mois, ils sont repris en 1915, époque à laquelle on installe un camp sur la colline du Tsi, où des affleurements quartzeux sont mis à jour.

En 1918, une première estimation des réserves possibles est établie. Elle annonce pour le Nizi et le Tsi 5.553 kg. d'or contenus dans 430.000 tonnes de minerais.

Cette estimation, basée sans échantillonnage méthodique, sans travaux de cartographie, provoque cependant l'acquisition, en Afrique du

#### 4 TRAITEMENT DES MINERAIS AURIFÈRES D'ORIGINE

Sud, d'un matériel de broyage qui arrive à pied d'œuvre avec beaucoup de difficultés, par suite de moyens de transport très précaires.

C'est avec cet actif que la Régie Industrielle des Mines, créée en 1919, poursuit l'œuvre de l'Etat exploitant.

Au mois d'août 1920, deux moulins chiliens et deux concasseurs Dodge 7"×9", entraînés par des locomobiles à vapeur, broyaient le quartz extrait des affleurements du filon D du Nizi (N<sup>1</sup> actuellement).

Les riches teneurs du quartz, le coût peu élevé du combustible ligneux, l'extraction facile du mineraï étaient autant de facteurs qui rendaient l'exploitation des plus rémunératrice et pleine de promesses.

L'expérience vint rapidement prouver que le régime des hautes teneurs ne pouvait durer, car s'il fut démontré que les gîtes riches étaient limités, on s'aperçut que les « propositions » à teneurs modestes constituaient une réserve impressionnante qu'il était utile de mettre en valeur.

Il était donc indispensable d'augmenter le tonnage broyé par les centres de traitement en vue de comprimer le prix de revient. C'est ce qui fut progressivement réalisé en douze ans.

Les chiffres du tableau n° 1 ci-après montrent les résultats d'une telle politique.

TABLEAU N° 1

**SUITE DES PRODUCTIONS RÉALISÉES ET DES TONNAGES BROYÉS  
PAR L'EXPLOITATION DES FILONS DE KILO ET DE MOTO DE 1920 A 1932**

Années.	Production.	Teneur.	Tonnages.	Années.	Production.	Teneur.	Tonnages.
1920	42.756	23,4	1.821	1927	393.475	3,9	101.124
1921	197.586	20,4	9.671	1928	659.834	5,4	121.736
1922	231.526	17,9	12.871	1929	1.098.693	5,0	218.319
1923	276.424	14,6	18.838	1930	1.298.044	5,3	246.322
1924	248.689	7,7	32.030	1931	1.444.527	3,7	393.261
1925	403.719	6,9	58.007	1932	1.832.384	3,2	559.727
1926	374.897	5,3	69.832				

Il en résulta un élargissement considérable du champ d'action de l'exploitation filonienne et éluvionnaire par l'augmentation des réserves (9.500 kg. au 31 décembre 1932). Kilo a donc suivi la politique du traitement des « Low Grades Ores » bien avant que les mines du Rand n'en sentent l'impérieuse nécessité.

Au cours de cette étude, nous essaierons d'exposer :

1° les raisons pour lesquelles nous pouvions judicieusement entrer dans cette voie;

2° la suite de nos recherches et l'évolution de la mise au point d'une multitude de détails techniques résolus avec la collaboration de M. l'ingénieur Sporcq, métallurgiste averti et observateur;

3° les résultats auxquels nous sommes arrivés après douze années de travaux, sous les encouragements constants de M. le Colonel Moulaert, Président du Comité de Direction, et avec le vigilant concours de nos amis MM. Monti et Gomrée, respectivement Directeur général et Directeur des Mines de Kilo-Moto et d'un groupe d'ingénieurs dont la plupart sont sortis des universités belges.

---



TRAITEMENT  
DES  
**MINERAIS AURIFÈRES D'ORIGINE FILONIENNE**  
AUX  
**MINES D'OR DE KILO-MOTO**

---

PREMIERE PARTIE

**GEOLOGIE — CONDITIONS DE GISEMENT — CLASSIFICATION**

---

**GEOGRAPHIE PHYSIQUE**

La région qui nous occupe forme un vaste plateau granitique légèrement ondulé; s'inclinant doucement vers l'Ouest et plongeant brusquement au Sud-Est vers la fosse du lac Albert.

Une large ceinture de gneiss entoure, au Nord et à l'Est, ce grand dôme granitique.

Les connaissances actuelles ne limitent plus les territoires miniers à la zone des venues basiques, qui de préférence se sont localisées aux bordures orientale et septentrionale du massif de granit. (Voir croquis n° 1.)

Ces venues basiques ou neutres apparaissent principalement sous la forme d'une gamme de diorites.

Celles-ci, traversées par quelques pointements acides plus récents, sont encore cachées en beaucoup d'endroits par une couverture de schistes métamorphiques profondément érodés, laissant voir, au fond de la plupart des vallées, le substratum éruptif.

Ailleurs ces schistes, par érosion, ont à peu près complètement disparu.

La partie Sud-Ouest de la Concession est couverte par la forêt tropicale. Le plateau granitique de l'Est et la grande pénéplaine formés par les gneiss constituent des régions de savanes (parcs avec galeries boisées).

Les sols provenant de la décomposition des diorites et des schistes donnent des prairies où l'on rencontre abondamment une herbe haute de plusieurs mètres, le *Pennisetum* *Benthamii* ou l'*elephant-grass* des colonies anglaises, dite « baka » ou fausse canne à sucre, dans l'Uele.

L'altitude la plus élevée se trouve à la crête Congo-Nil. Des sommets dépassent 2.215 m., contrastant avec le niveau du lac Albert, situé à proximité (618 m.).

#### NOTIONS STRATIGRAPHIQUES

1° TERRAINS RÉCENTS. — A) *Modernes*. Tous les tributaires des bassins du Kibali et de l'Ituri dont le profil n'est pas torrentiel possèdent une couche de gravier, lequel est actuellement stabilisé dans des « flats » par un recouvrement d'humus ou d'argile.

Les formations latéritiques se rencontrent en de nombreux endroits; elles couvrent parfois des surfaces considérables.

B) *Pléistocène-Pliocène*. Ces couches occupent la plaine du lac Albert et la vallée de la Semliki. Elles sont séparées des formations anciennes bordant à l'Ouest le lac Albert par des failles normales.

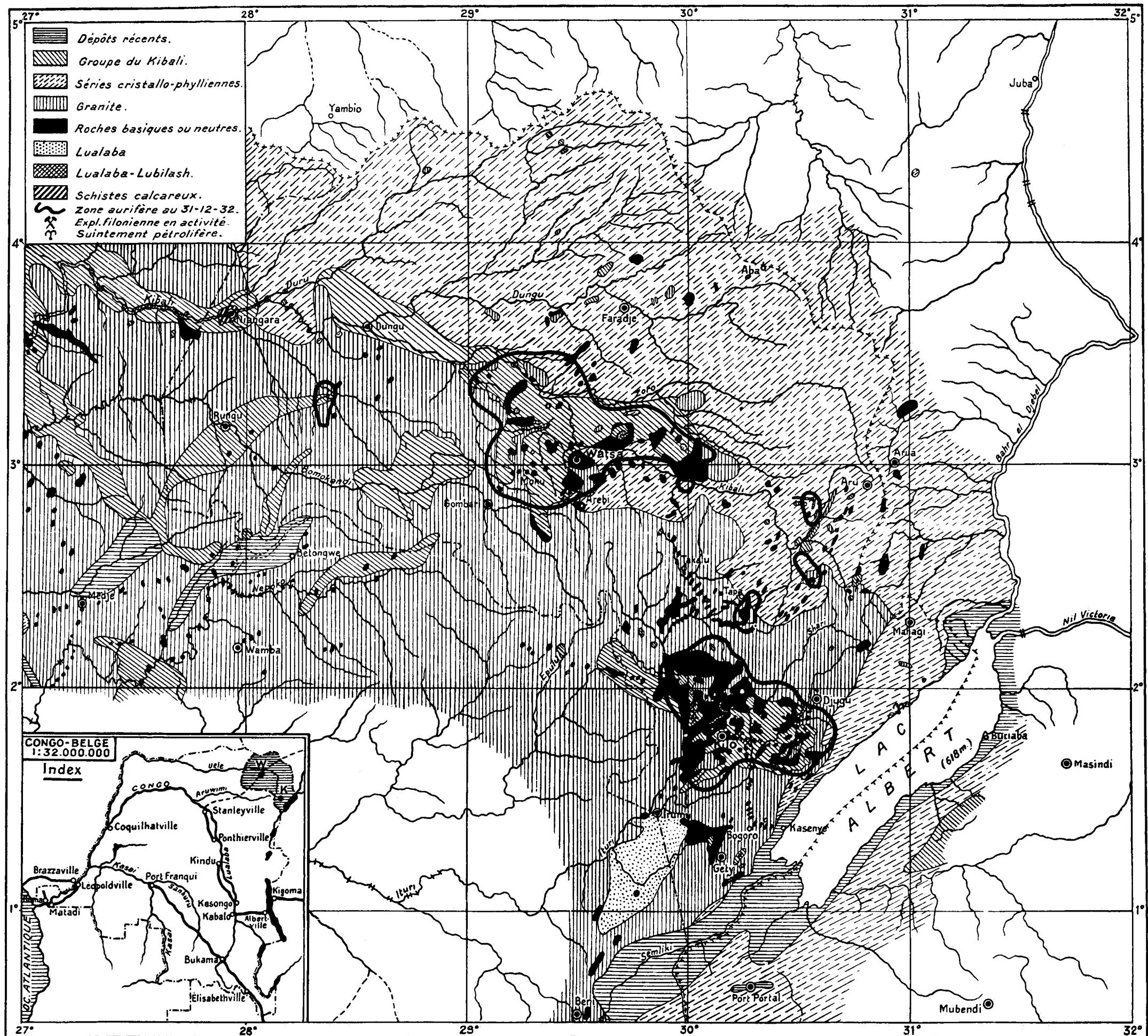
Elles sont sableuses, stratifiées, mollement ondulées avec des lits contenant des débris de fossiles animaux. Ce sont les Kaiso et la Kisegi des géologues de l'Uganda.

2° SYSTÈME DU LUALABA. — Dans la vallée du Kibali, près de Tora, on le rencontre sous la forme de conglomérats et de grès polymorphes.

En aval d'Irumu, à l'Est de l'Ituri, on observe un petit bassin comprenant des Tillites, des Schistes gris-noir, des Psammites, des Grès bruns ou verts. Ces couches sont parfois dérangées par des venues dioritiques.

Un autre témoin d'une époque peut-être plus récente a été observé sous la forme d'Arkose rougeâtre, avec des lits de poudingue au sommet du mont Nongo (Kilo).

*Esquisse Géologique de la Concession des Mines d'Or de KILO-MOTO.. CONGO BELGE.. Éch.-1:2.000.000*





3° TERRAINS ANCIENS DE LA RÉGION NORD-ORIENTALE. — *Groupe du Kibali.* Il comprend des phyllades violets, des schistes à chlorite, des schistes talqueux, des schistes sériciteux, des itabirites et poudingues localisés.

Les itabirites sont fort bien représentées dans la région minière de l'Uele, où l'on peut les observer en couches épaisses. C'est une roche rubanée, zonaire, où des lits minces de quartz alternent avec du minerai de fer hématite en grains ou en lamelles. La magnétite accompagne souvent ces formations. Le quartz prend parfois l'aspect de chert.

Les collines d'itabirites donnent à la région un relief spécial; on les suit sur de grandes distances.

Les couches du groupe du Kibali sont plissées et même renversées vers le Sud.

Un poudingue prenant parfois l'aspect d'un conglomérat affleure localement en gros bancs dans les vallées de la Moto et de la rivière Kabada, à l'ancien camp May.

4° ROCHES CRISTALLOPHYLLIENNES. — *Gneiss et Micaschistes.* Dans toute la partie Nord de la Concession on les suit depuis Mahagi jusqu'à l'extrême Ouest de la région qui nous occupe. Ils affleurent au Nord de la frontière et couvrent toute l'ancienne Enclave de Lado. Ils passent parfois au gneiss granitoïde.

Dans la région Est, les gneiss contiennent des niveaux de quartzite blanc.

Ils sont recoupés par de nombreux filons et filonets de quartz dont certains contiennent de l'or natif.

5° ROCHES MAGMATIQUES. — Le granit à Hornblende, ou grano-diorite de couleur claire, est la roche la plus répandue dans la région minière. On y voit un Feldspath verdâtre prédominant, des assemblages de Hornblende et du quartz en quantité variable.

Cette roche prend parfois le caractère de la Monzonite. Une venue de diorite a pénétré le granit. Elle est à gros grains et de couleur verte sombre; les cristaux de Hornblende sont abondants; le plagioclase se distingue rarement; ce n'est que dans la zone altérée de la roche que le minéral se remarque.

## 10 TRAITEMENT DES MINERAIS AURIFÈRES D'ORIGINE

Des venues de Porphyrite quartzifère, d'Eurite et de Norite complètent jusqu'à présent la série des roches magmatiques connues.

6° SUBSTANCES UTILES SIGNALÉES DANS LA CONCESSION. — L'or est très répandu dans la région minière actuellement explorée; les filons, les alluvions, les éluvions forment des placers minéralisés à divers degrés.

Quelques diamants de plus d'un carat ont été récoltés au cours du lavage des graviers aurifères.

La présence de Galène, de Mimétèse, de Graphite, de Chalcopyrite, d'Asbolane cobaltifère a été signalée.

Enfin, au contact des couches remplissant la dépression du lac Albert et des terrains anciens, des sources thermales ont été observées et étudiées. Quelques-unes sont accompagnées de venues bitumineuses peu importantes qui ont fait soupçonner l'existence de gisements pétroliers dans les couches formant le substratum de la dépression albertaine.

\* \*

Une esquisse géologique à l'échelle de 1/2.000.000<sup>e</sup> accompagne ces lignes (croquis n° 1). Elle montre, d'une façon schématique, l'état actuel des connaissances sur la constitution du sous-sol de la concession de Kilo-Moto, ainsi que les limites des zones aurifères reconnues au 31 décembre 1932 par les travaux de recherches.

Cette esquisse résulte des observations de nos ingénieurs et prospecteurs et d'itinéraires de géologues ayant étudié la région.

Au cas où une documentation plus complète serait désirée, le lecteur voudra bien consulter les planchettes officielles publiées par la Commission de Géologie créée par ordre du Ministère des Colonies (planchettes n° 6, 7, 13, 14, 15, 22, 23).

## BIBLIOGRAPHIE.

Général HENRY, Étude géologique au Congo belge dans la contrée comprise entre Basoko-Stanleyville à l'Ouest, le Lac Albert et la Semliki à l'Est. (*Annales de la Société géologique de Belgique. Publications relatives au Congo belge et aux régions voisines*. Années 1922-1923. Annexe au tome XLVI des Annales. Liège, imprimerie Vaillant-Carmane, 1924.)

BRUYNINCKX, Esquisse géologique de la région de l'Aru-Haut-Uele-Congo belge. (Extrait du tome III des *Mémoires de l'Institut géologique de l'Université de Louvain*, 1924-1926.)

L. DE DORLODOT, Note sur les Roches à Itabirite et les roches schisto-cristallines de la région de Wanga. (*Annales de la Société géologique de Belgique. Publications relatives au Congo belge et aux régions voisines*. Années 1922-1923. Annexe au tome XLVI des *Annales*. Liège, imprimerie Vaillant-Carmane, 1924.)

Mines de Kilo-Moto. Documentation du Service technique.

BUTTGENBACH. Les Alluvions aurifères de Kilo (Congo belge). (*Annales de la Société géologique de Belgique*, tome XXXVI, p. B. 79.

PREUMONT et HOWE, The Geology and Petrology of part of the Congo Free State. (*Quart. Journ. Geol. Soc.*, 1905, pp. 641-666.)

\* \*

Comme la prospection et l'exploitation des gîtes alluvionnaires et éluvionnaires ont déjà été traitées antérieurement <sup>(1)</sup>, nous nous occuperons exclusivement, dans les chapitres qui vont suivre, des gîtes filoniens. Aussi croyons-nous devoir donner utilement, ci-après, quelques considérations résumées sur la nature et l'origine des gisements de l'espèce.

#### CONDITIONS DE GISEMENT DES GITES FILONIENS DE KILO

Les deux centres les mieux connus sont ceux de la région Nizi-Tsi et ceux localisés dans le bassin de la rivière Mongbwalu, au camp Kanga.

D'autres champs filoniens ont été reconnus. Ils furent examinés par des travaux de courte durée ou simplement étudiés aux affleurements. Plus tard ces recherches seront poursuivies, lorsque les gîtes actuellement en exploitation à proximité des centres métallurgiques marqueront un certain épuisement.

Les deux régions du Nizi et de Kanga ont des configurations sem-

<sup>(1)</sup> *Guide pratique pour la conduite des prospections aurifères dans la région minière de Kilo-Moto (Congo belge)*. Publié par le Service technique de la Régie industrielle des Mines d'or de Kilo-Moto. Imprimerie Desoer, Liège, 1925.

R. MONTI et R. ANTHOINE, *Manuel d'exploitation des gisements aurifères au Congo belge*. Imprimerie Desoer, Liège, 1927.

## 12 TRAITEMENT DES MINERAIS AURIFÈRES D'ORIGINE

blables. De profondes vallées sont taillées dans des schistes ou phyllades altérés. Ceux-ci sont en contact avec une roche dioritique ou grano-dioritique affleurant parfois au thalweg des vallées.

Ces schistes sont métamorphiques.

Ce sont principalement des talcschistes, des schistes à chlorite, des phyllades violets. Cette gamme constitue, dans la majorité des cas, les terrains encaissants dans lesquels les filons quartzeux se sont introduits. (Voir photos n° 1 et n° 2.)

La longueur des fractures ayant donné naissance à ces gîtes sont variables. Elles peuvent atteindre 700 à 800 mètres de développement. Leur étude sort du cadre de ce mémoire. Disons, cependant, qu'il y a deux directions de cassures dont les points de croisement n'ont rien révélé d'intéressant jusqu'à présent.

Dans ces zones dérangées, les filons sont formés de grandes lentilles de quartz se suivant en direction, mais se déplaçant vers le toit ou vers le mur de leurs voisines. Les lentilles communiquent entre elles par les veinules quartzeuses recoupées au cours des travaux de traçage.

Les travaux souterrains démontrent que les parties inférieures des filons plongent dans la roche dioritique. Sur les gîtes connus actuellement, la majeure partie du volume original des filons quartzeux a été érodée; elle se retrouve dans les éluvions et les alluvions modernes.

Le filon n° 3 de la mine du Nizi a pu être examiné en détail; il a montré la disposition indiquée par le schéma ci-joint (n° 2).

Le filon n° 1 de la même mine suit le batholite de diorite depuis la surface, pour y pénétrer au sixième étage, soit donc 100 mètres sous la partie supérieure de la colline du poste.

Les mêmes relations sont signalées dans la région de la Mongbwalu et à Moto.

C'est ainsi qu'un filon exploité autrefois à la mine de Zambula, aujourd'hui épuisée, reliait, à travers les schistes, deux massifs de diorite distants de 100 mètres environ.

Les filons D 1 et D 2 de la mine de Dubélé (Moto), exploitée à ciel ouvert, montrent qu'il s'agit de remplissages quartzeux à allure très irrégulière dans des schistes recouvrant une venne dioritique voisine et sous-jacente (voir croquis n° 3).

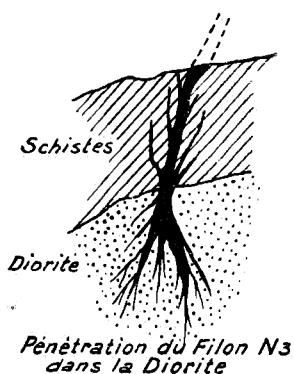
Le quartz, ou élément principal de la gangue de la partie minéralisée, se présente sous différents aspects, suivant qu'il est altéré ou sain.

Nous aurons l'occasion, dans les chapitres ultérieurs, de revenir sur cette question, qui a son importance pour la recherche des gîtes éluvionnaires.

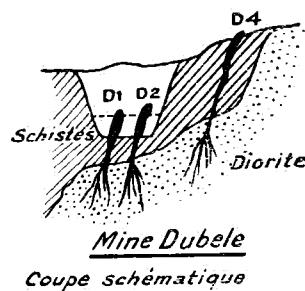
Les filons du Nizi sont à classer dans les gisements épigénétiques avec formation aurifère quartzeuse, pyriteuse.

La pyrite est parfois abondante. Elle est le support du métal précieux, qui s'y trouve à l'état libre.

Lorsqu'on étudie, par les rayons X, des poudres cristallines de nature différente, on sait que chaque cristal est caractérisé par un certain nombre



CROQUIS N° 2.



CROQUIS N° 3.

de raies d'intensités variables; autrement dit, la position sur le cliché, le nombre et l'intensité des raies trouvées sont fonction de la nature du cristal mis en observation.

Si l'on étudie un mélange de poudre de deux cristaux, on doit trouver simultanément sur le cliché les raies correspondant aux deux cristaux constituants, à moins que la concentration de l'un d'eux ne soit trop faible.

M. Brasseur, professeur à l'Université de Liège, a bien voulu soumettre aux rayons X de la poudre de pyrite contenant 3 kilog. d'or par tonne, provenant du filon n° 1 du Nizi.

Les raies de l'or n'ont pas apparu sur le cliché avec le temps de pose employé; celles observées furent caractéristiques de la pyrite.

Ces observations sont intéressantes. Néanmoins il faudrait un com-

## 14 TRAITEMENT DES MINERAIS AURIFÈRES D'ORIGINE

plément d'étude pour conclure que l'or n'est pas engagé dans une combinaison chimique avec le sulfure de fer et que s'il n'accuse pas de raies il faut en rechercher la raison à un état colloïdal.

Les types de gîtes quartzeux pyriteux sont bien connus dans le monde et sont décrits par des auteurs divers dans les ouvrages s'adressant spécialement à la description des gîtes métallifères.

Les têtes de filons sont oxydées et la pyrite est en partie éliminée ou en voie de disparition sous l'effet des eaux de circulation.

Il faut signaler la présence accidentelle de cuivre comme croûte aux particules d'or libre contenues dans certains gîtes éluvionnaires et filoniers.

Les filons de la mine du Tsi sont profondément altérés et oxydés; ils affectent des allures des plus capricieuses. Ils ont pénétré très irrégulièrement à travers la masse schisteuse de la colline en émettant des digitations nombreuses dans tous les sens. La cause se trouve dans l'influence de quelques venues magmatiques, dont certaines ont été recoupées par les travaux sous la forme de dyke de diorite quartzifère.

Ajoutons que les schistes siliceux du mont Tsi, comme certaines itabirites de la région, sont eux-mêmes aurifères. Seules les argiles provenant de leur décomposition contiennent par tonne en moyenne 0,6 gr. d'or brut, qui échappe à l'amalgamation ordinaire.

Le problème de leur traitement métallurgique fait actuellement l'objet d'études approfondies, vu le tonnage important (6 millions de tonnes) que contient la montagne.

Les filons du bassin de la rivière Mongbwalu sont caractérisés par leur puissance et l'aspect de leur gangue.

Ils sont encaissés dans des talcschistes et schistes à chlorite. Les parties supérieures sont moins altérées; la pyrite est moins abondante, et malgré la zone d'oxydation dans laquelle ces filons se trouvent, leur quartz est resté d'un blanc mat, à aspect corroyé et d'une dureté exceptionnelle.

Les filons de la Mongbwalu suivent une direction bien déterminée, qui est celle de la crête de partage entre le bassin de la Mongbwalu et de l'Andissa.

Leur érosion a donné naissance à de puissantes nappes éluviales

ayant fourni un matériel considérable à un alluvionnement important. Eluvions et alluvions font l'objet d'actives exploitations.

Ajoutons que l'or pépitique du gravier des rivières ayant été enlevé par « sluicing » ordinaire, il fut reconnu que les galets quartzeux rejettés après le lavage constituaient un mineraï à or libre, très intéressant à broyer et qui est traité actuellement par une usine annexée à celle de Kanga.

A Kilo et à Moto, il semble que ce sont les venues dioritiques qui ont joué le rôle le plus important dans la minéralisation des gîtes épigénétiques.

En général, les venues neutres ou basiques, en relation avec des filons minéralisés, contiennent de la pyrite aurifère.

Le sulfure de fer a également été signalé dans des roches plus acides, telles que granit et grano-diorite; mais en rapport avec elles, on n'y a, jusqu'à présent, signalé aucun filon bien minéralisé.

Les gîtes aurifères primaires de la région minière de Kilo sont donc à classer parmi les types syngénétiques ou épigénétiques.

Les premiers se trouvent dans les produits de sécrétions magmatiques, telles les pyrites aurifères des diorites quartzifères, ou dans l'or libre des lentilles quartzeuses trouvées au cœur de ces venues éruptives.

Ces roches, à pyrite aurifère, ne constituent pas des gisements exploitables; mais par suite de leur oxydation elles ont certainement joué et jouent encore, à l'époque actuelle, un rôle considérable dans la minéralisation des gisements secondaires ou alluvionnaires.

On peut se demander si les itabirites aurifères et les schistes du mont Tsi sont également des gîtes syngénétiques. Cette question est loin d'être résolue, car il faut éclairer d'un jour nouveau l'origine des formations de l'espèce. Il faut ensuite tenir compte de la facilité avec laquelle l'or se déplace par mise en solution sous l'effet de l'oxydation des éléments avec lesquels il s'est originellement fixé.

Les filons sont des gîtes du deuxième type. Les effets de l'érosion séculaire ont enlevé une grande partie du volume primitif, ne laissant plus que les racines, d'ailleurs encore très puissantes dans certains cas.

Comme nous l'avons déjà exposé, les produits du démantèlement de ces gîtes primaires sont, ou dans les nappes éluviales, ou dans les

alluvions. L'ensemble de ces trois gîtes caractéristiques donne à la région de Kilo-Moto un intérêt tout particulier qui, à présent, n'échappe plus à personne.

#### **MODE DE REPARTITION DE L'OR DANS LES FILONS LES ELUVIONS ET LES DIORITES**

A) GÉNÉRALITÉS. — Les placers d'origine éluvionnaire procèdent des gîtes filoniens. Dans l'un et l'autre cas, l'or peut être lié à la gangue, soit à l'état libre, soit combiné à des sulfures.

Il s'ensuit qu'un traitement métallurgique, simple ou complexe, doit intervenir dans le but de recueillir le métal précieux.

Au voisinage immédiat de l'affleurement d'un filon quartzeux, on trouve ordinairement des lambeaux, parfois volumineux, de ce dernier, puis successivement des éboulis, un mélange de terre et de fragments de quartz (ou éluvions proprement dits) et très souvent des débris de roches sédimentaires altérées, le tout plus ou moins minéralisé.

Les terres argileuses cimentant les éluvions proviennent de la décomposition des roches encaissant les filons; elles sont parfois aurifères et leur teneur en or est, dans certains cas, intéressante.

Ce n'est pas toujours le quartz du filon qui contient la teneur la plus élevée. A la mine d'Eléna, à Moto, le filon en place était stérile; par contre, les éboulis et les éluvions étaient très minéralisés.

Cependant, dans la généralité des cas, les parties les plus riches se trouvent dans les filons. La teneur s'abaisse dans les lambeaux, ensuite dans les éboulis et, enfin, dans les éluvions et dans les phyllades minéralisés. On peut affirmer que les teneurs des terres encaissantes sont moins élevées que celles des éluvions, ceux-ci étant moins minéralisés que les éboulis.

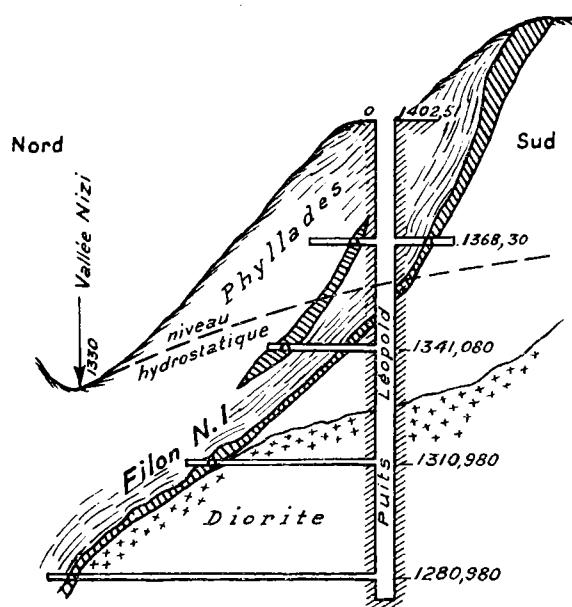
Parfois, les terres se montrent stériles à la prospection et paient à l'exploitation par suite de leur caractère pépitique sporadique.

Les minéraux filoniens sont différents d'aspect et de composition lorsqu'on envisage leur situation par rapport à celle du niveau hydrostatique. Ce dernier est parfois situé à une assez grande profondeur. Dans ce cas, l'altération des roches se fait sentir très bas sous la surface du sol. Ce

phénomène est dû probablement à la nature des eaux de pénétration, qui, sous les tropiques, se chargent facilement d'acide nitrique.

C'est ainsi que les terrains formant la caisse du filon n° 1 de la mine du Nizi sont altérés jusqu'au sixième étage, lequel est situé à 50 m. sous le fond de la vallée.

Le puits Léopold, créé pour l'exploitation de ce même filon, a été creusé dans des terrains inconsistants, jusqu'à 50 m. sous l'orifice.



CROQUIS N° 4. — Coupe par le méridien du puits Léopold de la mine du Nizi montrant l'allure du filon N 1.

La figure n° 4 ci-contre représente une coupe par le méridien du puits. Elle montre l'allure du filon en profondeur jusqu'au septième étage et la ligne de charge des eaux en 1925.

Dans la majorité des filons connus aux mines de Kilo-Moto, l'or semble être en rapport très intime avec la pyrite ou un sulfure analogue.

La pyrite de fer accompagne le quartz des filons Nizi 1 et Nizi 3.

A la mine de Moku, de laquelle il a été extrait 491,368 kg. d'or, on a observé également la présence de pyrite, de bornite et de covellite dans la gangue quartzeuse.

Le filon de Kosekia, qui au traitement a donné 132,116 kg. d'or, a

montré de la galène, du mimétèse et du mispickel disséminés dans un quartz blanc saccharoïde.

Le filon C de Kanga contient de la séricite et de la chalcopyrite dans certaines diaclases d'un quartz quartzitique, à aspect corroyé, d'une dureté abrasive remarquable.

Dans la partie des filons située au-dessus du niveau hydrostatique, les sulfures peuvent avoir disparu en totalité par dissolution et l'or apparaît souvent à l'état natif. Ce sont les gîtes oxydés. Dans les parties profondes restées en permanence sous le niveau hydrostatique, l'or est associé à des sulfures.

Verticalement et horizontalement dans un même filon, entre du mineraï complètement oxydé et du quartz n'ayant subi aucune altération, on rencontre évidemment toute une gamme de minérais à compositions intermédiaires.

Lessivé lentement par les eaux de circulation, le quartz prend des aspects différents et caractéristiques.

Dans les zones complètement oxydées, il est blanc neigeux, friable, saccharoïde, avec des noyaux vitreux ou transparents; il est au maximum de l'altération. Dans cet état, il est en général stérile, car l'or mis en solution par différents réactifs, ayant traversé la gangue, a migré entièrement.

Moins altéré, le quartz est d'un blanc mat, chaque diaclase ou fissuration étant soulignée par un liséré rosé ou violacé. Cet aspect est celui du quartz éluvionnaire ou des têtes de filon; il est souvent le présage de bonnes teneurs.

Bien souvent un filon de quartz blanc est accompagné d'un filon parallèle de quartz bleu. Procédant probablement asynchroniquement du même magma, c'est dans la différenciation de composition de ce dernier qu'il faut trouver la cause de la variation de l'aspect des deux venues filoniennes.

Le quartz bleu devient blanc par altération; sa couleur d'origine n'est pas plus favorable que la blanche à une minéralisation plus abondante.

En dehors des zones d'oxydation, le quartz normal montre des nids de sulfures comprenant des cristaux de pyrite parfois parfaitement cubiques.

Le volume de ces agglomérations de pyrite est variable; il atteint ordinairement celui d'une noix.

Par contre, l'examen microscopique du mineraï montre que toute la masse quartzeuse contient de petits cristaux de sulfure dans les zones minéralisées du filon.

Avant la description des procédés d'extraction métallurgiques, examinons l'aspect général de la minéralisation des filons; nous verrons ainsi tous les stades sous lesquels on peut y trouver le métal précieux.

**B) SOUS LE NIVEAU HYDROSTATIQUE.** — Le gîte de l'espèce le mieux connu est le filon n° 1 de la mine du Nizi, sur la minéralisation duquel une étude très poussée a été poursuivie.

Sous le niveau hydrostatique il semble que la majeure partie de l'or qu'il contient se trouve intercalée entre les zones d'accroissement des cristaux de pyrite. On a pu constater, d'autre part, que la teneur en or de celle-ci était sensiblement constante et voisine de 3 kg. par tonne de sulfure de fer.

Préparé spécialement, un échantillon a été concentré par flottations successives.

Contenant, à l'état tout-venant, 5 gr. d'or et 0,08 % de soufre par tonne, il a donné successivement :

1° un concentré à 200 gr. d'or avec 3,2 % de soufre;

2° un concentré à 800 gr. d'or avec 13 % de soufre;

3° un concentré à 2.500 gr. d'or avec 40 % de soufre.

On constate que par tonne, dans les trois cas, les rapports du pourcentage de soufre à la richesse en métal des concentrés successifs sont constants.

En effet, on a

$$\frac{3,2}{200} = 0,016 ; \quad \frac{13}{800} = 0,016 ; \quad \frac{40}{2500} = 0,016.$$

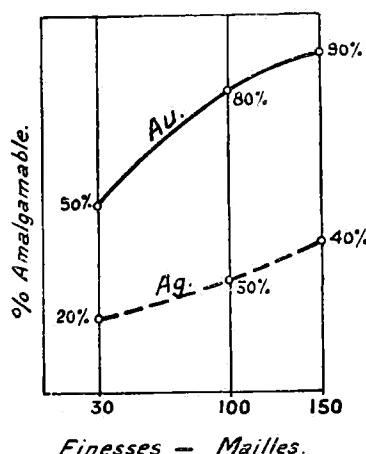
L'analyse de ces concentrés, faite soigneusement par M. Sporcq, ingénieur métallurgiste, a montré que la pyrite contient, outre le fer et le soufre, 1 % de cuivre, 1,7 % de molybdène, 0,25 % de sélénium, des traces d'arsenic et d'antimoine, 3 kg. d'or et 800 gr. d'Ag par tonne.

Si l'on agite la pyrite du concentré finement pulvérisé au contact du mercure, une partie de l'or est amalgamée et celle-ci est d'autant plus grande que le broyage a été poussé.

C'est ainsi qu'au tamis de 30 mailles par pouce linéaire, 50 % de l'or sont amalgamables; à celui de 100 mailles on atteint 80 %. Pour atteindre 90 % il faut que le sulfure traverse le tamis de 150 mailles.

L'argent s'amalgame également, mais dans des proportions plus modestes. À 30 mailles, 20 % de ce métal sont retenus par le mercure, à 100 mailles 30 % et à 150 mailles 40 %.

Le diagramme n° 5 ci-contre montre, pour une même finesse de



croquis n° 5. — Diagramme montrant la différence d'amalgamation entre l'or et l'argent d'une même masse de sulfure en fonction de la finesse de broyage.

broyage, la différence de l'activité du mercure sur l'or et l'argent contenues dans une même masse de sulfure.

- A la suite de cette expérience on peut conclure que
- 1° l'or et l'argent sont libres au sein de la pyrite;
  - 2° l'or et l'argent ne sont ni combinés ni alliés l'un à l'autre;
  - 3° qu'il y a plus d'or libre que d'argent;
  - 4° que si l'on poussait le broyage au delà de 200 mailles, tout l'or serait probablement retenu par le mercure.

Il en résulte donc que l'or existe dans l'architecture du cristal de pyrite sous une forme colloïdale, en couches ou en lentilles intercalées entre les zones d'accroissements.

L'argent, voisinant avec l'or, s'y trouve également dans les mêmes conditions.

D'autre part, M. Sporcq a séparé l'or et l'argent de ces pyrites par un grillage lent, à une température ne dépassant pas 600° (fusion de l'or 1.063° ; fusion de l'argent 961°). Le produit de grillage, ayant été pulvérisé très finement, a été flotté.

En milieu acide, le concentré ainsi obtenu fut très aurifère; il contenait 25 kg. d'or et seulement 2 kg. d'argent par tonne.

Par flottation basique, c'est l'argent qui domine. Le concentré contient 15 kg. d'argent et seulement 2 kg. d'or par tonne.

Dans les deux cas, les rendements d'extraction sont :

Flottation acide : rendement or 44 % ; rendement argent 3 %.

Flottation basique : rendement or 2 % ; rendement argent 30 %.

Les résultats de cette expérience renforcent la thèse soutenue dans les lignes précédentes, à savoir que l'or et l'argent sont à l'état distinct dans la pyrite; le premier est libre; le second existe peut-être à l'état de combinaison, laquelle a été détruite par l'effet du grillage.

c) AU-DESSUS DU NIVEAU HYDROSTATIQUE. — Dans ces conditions, la partie supérieure des filons se trouve en contact avec les eaux oxydantes provenant de la surface.

On constate que la pyrite aurifère s'est transformée en sulfate de fer soluble, lequel a été emporté par les eaux de circulation. L'or peut rester en place et apparaître à l'état natif dans les cavités qui ont contenu les cristaux ou les mouches de sulfure de fer.

Ce phénomène est bien connu de nos mineurs et, en général, tous les quartz d'affleurement qui montrent des cavités cubiques, même vides, sont d'un heureux présage pour leur minéralisation.

Cependant, l'or ainsi libéré ne reste pas forcément en place dans les alvéoles occupés autrefois par la pyrite, car une partie et quelquefois la totalité peut se mettre en solution.

En effet, sous les tropiques, les eaux des pluies orageuses contiennent des traces d'acide nitrique<sup>(1)</sup>. Ces eaux, en traversant les terres

---

<sup>(1)</sup> *Traité de Chimie minérale*, publié sous la direction d'HENRY MOISSAN. Masson & C°, éditeurs, Paris.

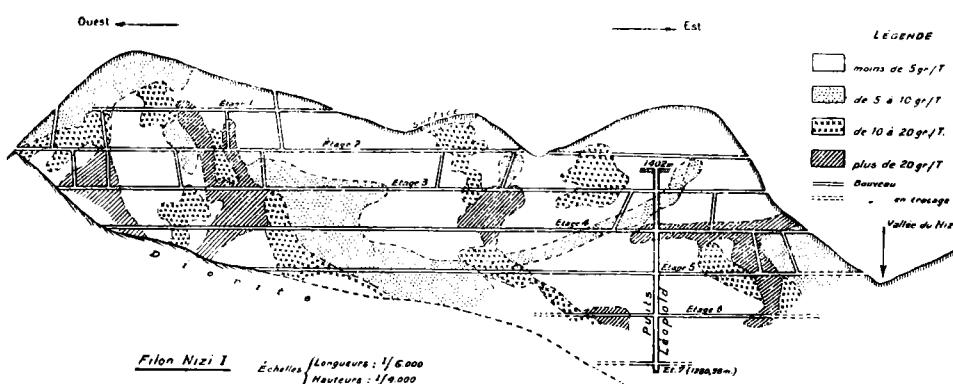
encaissantes du filon, rencontrent des chlorures; elles deviennent donc susceptibles de mettre l'or en solution.

Si les liqueurs aurifères en migration rencontrent des zones pyriteuses encore non oxydées, elles peuvent être réduites; le sulfate ferrique devient ferreux et l'or se précipite.

Il s'ensuit qu'au-dessus du niveau hydrostatique et dans la zone de circulation des eaux il peut se former des dissolutions ou des précipitations d'or suivant le degré d'oxydation des liqueurs en mouvement.

C'est à ces phénomènes qu'il faut attribuer l'origine de ce qu'on appelle les zones d'enrichissement ou d'appauvrissement (¹).

Il serait utile d'observer si les colonnes stériles ou moins minérali-



CROQUIS N° 6. — Vue en élévation Est-Ouest du filon N 1 montrant les zones à égales teneurs d'après l'échantillonnage systématique souterrain.

sées correspondent aux zones où les filons offrent moins de résistance à la circulation des eaux. C'est au moment du traçage du gîte qu'il serait opportun de faire ces observations.

L'irrégularité de la distribution de l'or dans les filons rend les travaux préparatoires longs, onéreux et parfois rebutants. Ce fait pèse sur le prix de revient de la tonne extraite. On supputera les difficultés pouvant être rencontrées chaque jour, et pour lesquelles, dans certains cas, il n'y a pas lieu de s'entêter à poursuivre les recherches souterraines, car on risquerait de compromettre la payabilité de toute une mine.

(¹) Au terme ultime de l'évolution, c'est cette dernière qui prédomine, car lorsque toute la pyrite a été dissoute, l'action des liqueurs chlorurées lessive toute trace de métal précieux.

A titre documentaire, nous donnons une vue en élévation du filon n° 1 de la mine du Nizi (croquis n° 6), suivant la direction O.-E. Nous y avons indiqué les zones à égale teneur, mais à titre parfois variable.

d) MINÉRALISATION DES DIORITES. — Comme nous l'avons montré antérieurement, les filons sont toujours en rapport avec des massifs dioritiques.

Le tonnage de ces derniers est important, mais leur teneur les rend inexploitables.

A titre documentaire nous donnons ci-après quelques résultats d'analyses.

*Régions de Kilo et de Moto.*

Diorite du camp Wanga, mine de Moto :	Au 0,1 gr.T. Ag. traces.
Diorite, vallée du Shari, mine de Kilo :	Au 0,02 gr.T. Ag. traces Pt. néant
Diorite du camp Kosékia, riv. Arebi, mine de Moto :	Au néant
Diorite, riv. Akwé, mine de Kilo :	Au 0,03 gr.T. Pt. 0,04 gr.T.
Diorite, puits de Moku, mine de Moto :	Au 0,1 gr.T. Pt. 0,05 gr.T.

*Grano-diorite du race de Wanga.* — On a effectué deux flottations successives, afin d'obtenir deux concentrés et un tailing. Les résultats sont indiqués au tableau ci-après :

	Quantité.	Au total.	Soufre.	Rapport $\frac{\text{Au. Cr.}}{\text{S. Kg.}}$
Premier concentré . . . . .	5 %	38 gr.	70 KT.	0,54
Second concentré . . . . .	9 %	33,3 gr.	56 KT.	0,59
Tailings . . . . .	86 %	0,2 gr.	0,44 KT.	0,45

*Région du Tanganyka.*

Diorite de la vallée de la Kiymbi-Sud, 5° parallèle  
(Katanga) :

1 <sup>er</sup> échantillon :	Au 0,14 gr.T.
2 <sup>o</sup> échantillon :	Au 0,05 gr.T.

*Région de l'Ardenne française.*

Gîte de porphyroïde n° 5 de Gosselet (¹) :	Au 0,03 gr.T.
Gîte de diorite n° 6 :	Au 0,1 gr.T.
Premier produit de flottation sur produit du gîte de porphyroïde de Mairus :	Au 0,4-0,05 gr.T.

Ces résultats sont intéressants, car ils permettent d'expliquer la présence d'or dans les alluvions des rivières qui ne recoupent aucun filon aurifère.

En effet, l'altération de la partie supérieure des massifs dioritiques provoque la dissolution des pyrites aurifères, laquelle donne une liqueur très diluée dont le métal précieux peut se reprécipiter, soit lors de la rencontre de zones à pyrites fraîches sous-jacentes, soit au contact de certains milieux organiques.

Par érosion et transport subséquent sur les pentes, on peut expliquer ainsi la présence d'or dans les nappes éluviales.

**ESSAI PRATIQUE DE DISSOLUTION ET DE PRECIPITATION  
DE L'OR**

Dans le but de vérifier expérimentalement les phénomènes de migration et de reprécipitation du métal précieux, M. Sporcq a observé les phénomènes décrits ci-après :

Dans un tube en verre de 1<sup>m</sup>50 de long et de 3 cm. de diamètre il a placé, à la partie inférieure, sur une hauteur de 10 cm., une couche de sable pur contenant 10 % de pyrite aurifère provenant du filon Nizi 1. Cet ensemble est surmonté de 10 cm. de sable pur, puis le restant du tube a été rempli d'un mélange de 1 % de pyrite du Nizi 1, pour 99 % de sable vierge.

Dans ce tube retourné, placé verticalement, on a fait couler une solution extrêmement diluée d'acide nitrique et de chlorure de sodium (10 gr. d'acide nitrique et 4 gr. de chlorure de sodium par mètre cube).

Après six mois environ, 200 litres de cette solution ont traversé toute la série des dépôts.

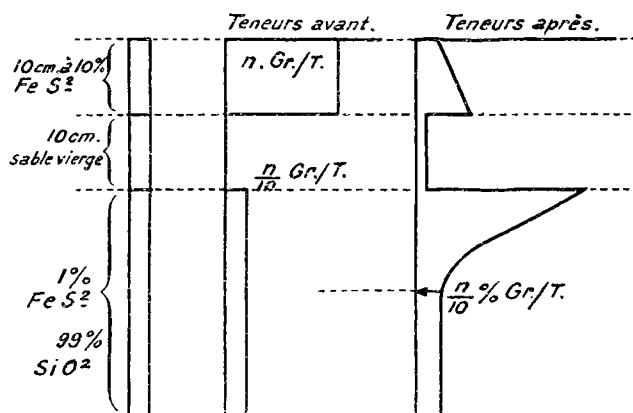
---

(¹) GOSSELET, *L'Ardenne, Mémoires pour servir à l'explication de la carte géologique de la France*, Paris, Baudry & C°, 1888.

Les différentes tranches du tube ont été analysées. M. Sporcq a constaté :

- 1° la disparition d'une partie de l'or des 10 premiers centimètres;
- 2° le sable vierge placé au-dessous était devenu légèrement aurifère;
- 3° un enrichissement notable des premiers centimètres de sable contenant 1 % de pyrite.

A aucun moment de l'expérience, l'eau sortant à la base du tube ne s'est révélée aurifère, bien qu'elle eût été analysée à la méthode au



CROQUIS N° 7 — Diagramme montrant comment s'est fait artificiellement la migration de l'or contenu dans un mélange de sable et de pyrite aurifère par circulation lente d'une liqueur contenant 10 gr. HNO<sup>3</sup> et 4 gr. NaCl par m<sup>3</sup>.

chlorure stanneux, permettant de déceler, d'après M. Sporcq, le dixième de milligramme d'or par tonne.

Le croquis n° 7 ci-joint montre les conditions de l'expérience et les résultats enregistrés.

Les résultats de cet essai peuvent contribuer à expliquer la formation des niveaux à fortes teneurs de certains filons de notre région, comme nous l'avons mentionné dans les lignes précédentes (¹).

On conçoit que si dans les pyrites ou les sulfures aurifères se trouvent également d'autres métaux susceptibles de se dissoudre et de se précipiter en même temps que l'or, ces métaux peuvent s'associer à lui et provoquer une diminution de son titre.

(¹) Pour mémoire nous renvoyons ici aux travaux de SONSTADT BISCHOFF, EGLESTON, etc. (Voir L. DE LAUNAY, *Gîtes minéraux et métallifères*, tome III, p. 494.)

Ce fait diminue la valeur de la tonne de mineraï en place, car les frais de traitement seront plus élevés. En effet, si l'amalgamation se fait assez normalement en présence d'Ag, elle est rendue plus délicate lorsque le cuivre intervient dans l'opération.

Au cas où l'or est cuivreux, l'action du mercure n'en est que ralenti. Par contre, si le cuivre recouvre les paillettes d'or, celui-ci est dit rouillé et son amalgamation ne peut se faire que dans des conditions spéciales.

#### **CLASSIFICATION DES DIFFERENTS MINERAIS AURIFERES OXYDES**

Les filons de Kilo sont à gangue quartzeuse. La dureté de celle-ci dépasse de beaucoup celle des terres encaissantes formées, en général, de schistes plus ou moins siliceux et de diorite altérée.

Au cours de l'érosion d'un gîte filonien de montagne encastré dans des schistes, la tête du filon finit par être isolée de ces derniers. Lorsque le porte-à-faux est suffisant, le filon s'écroule. Il laisse de ce fait, le long de son affleurement, un cordon de lambeaux quartzeux suivi, vers l'aval, d'éboulis et enfin de menus fragments ou éluvions qui, en descendant lentement suivant la ligne de plus grande pente, se mélangent à des terres de surface qui finissent par les sédimentier complètement ou partiellement.

En général, les terres d'éluvions procèdent de celles qui environnaient autrefois le gîte primaire. Celles-ci sont susceptibles d'avoir été minéralisées en même temps que le filon. C'est le cas de la mine du Tsi, située à quelques kilomètres au Nord-Est du Nizi.

Certains schistes siliceux y sont minéralisés et forment dans leur ensemble un gisement à fort tonnage, mais à teneur modeste. Les schistes à chlorite pyritifère traversés en 1925, dans un « burquin » creusé pour la reconnaissance du filon Nizi 6, ont accusé de fortes teneurs en or. En cet endroit le filon principal était stérile et il semblait que toute la minéralisation s'était concentrée dans les terrains encaissants qui étaient farcis de pyrite et de chalcopyrite.

Si ces terres n'ont pas été enrichies en même temps que le filon, elles sont susceptibles de l'avoir été au cours de la déminéralisation du

quartz, lorsque celui-ci a été soumis à l'action oxydante des eaux de circulation.

On distinguera donc utilement dans les gîtes de surface :

- 1° les éboulis ou lambeaux de filons composés de quartz pur;
- 2° les éluvions composés des débris de quartz et de terre (minéralisés ou non);
- 3° les terres encaissantes formées de phyllades minéralisés.

L'or de ces minéraux se présente généralement à l'état libre, sous forme de grains ou de fibres. Il peut être plus ou moins susceptible d'amalgamation, suivant qu'il est cuivreux ou rouillé.

Le rendement à l'amalgamation pour des gîtes de l'espèce oscille entre 60 et 80 %.

A côté de ces gisements, il existe des gîtes alluvionnaires, lavés par « sluicing » ordinaire, dont les tailings sont encore minéralisés.

Un gîte de ce type est traité dans la vallée de la rivière Mongbwalu. Il est formé presque exclusivement d'éléments quartzeux, roulés, provenant du volume érodé des filons affleurant dans le bassin de cette rivière.

Ces quartz, n'ayant pas été complètement lessivés par les eaux météorologiques, contiennent encore de l'or, et une usine a été installée pour les broyer.

Nous avons donc ici affaire à un gisement remanié :

- 1° par alluvionnement naturel;
- 2° par « sluicing ».

Dans les gisements de surface, que l'on rencontre à Kilo, les gîtes à or absolument réfractaire à l'amalgamation sont rares.

## DEUXIEME PARTIE

**TRAITEMENT SIMPLE PAR AMALGAMATION**


---

**ETUDE PREALABLE ET POLITIQUE  
D'EXPLOITATION DES GISEMENTS AURIFERES A TENEUR MODESTE**

C'est ordinairement par une étude des gîtes éluvionnaires que les recherches filonniennes débutent.

L'étendue des premiers dépôts est importante à Kilo et des découvertes récentes viennent encore de confirmer le fait.

Il n'entre pas dans nos intentions de décrire les détails de l'exécution des prospections systématiques sur gîtes aurifères, non alluvionnaires; nous reporterons le lecteur à des publications antérieures (¹).

Il est évident qu'on décide de mettre en exploitation un gisement après une prospection sérieuse, ayant mis à vue un nombre judicieux de tonnes de minerai à une teneur suffisamment élevée, afin que les résultats économiques de l'exploitation permettent d'amortir les installations à prévoir et laisser un bénéfice rémunérateur au capital engagé.

Qu'il s'agisse d'éluvions ou de filons en place, les laboratoires annexés aux mines du Nizi et de Kanga, qui sont installés pour assurer l'exécution de plus de 2.000 analyses par mois, reçoivent dans tous les cas un échantillon moyen. Les prises sont contrôlées par le chef du Service minier ou son délégué.

---

(¹) Service Technique des Mines d'or de Kilo-Moto. *Guide pratique pour la conduite des Prospections aurifères dans la région minière de Kilo-Moto* (Congo belge, 1925). Éditeur Desoer, 21, rue Sainte-Véronique, à Liège.

R. MONTI et R. ANTHOINE, *Manuel d'Exploitation des gisements aurifères au Congo belge* (1927). Préface de M. J. CORNET, professeur de géologie à l'École des Mines de Mons. Éditeur Desoer, 21, rue Sainte-Véronique, à Liège.

Au commencement des recherches, le laboratoire exécute simplement des analyses pour or total et conserve un témoin de l'échantillon.

Lorsque, au cours de la prospection, le tonnage mis à vue est jugé suffisant et à teneur intéressante, il est facile, grâce aux témoins conservés au laboratoire et en tenant compte des épaisseurs et des surfaces indiquées sur les cartes de prospection, de reconstituer un échantillon moyen. Celui-ci permet une étude approfondie et judicieuse du traitement qui convient à l'entièreté du gisement.

Le laboratoire détermine également, par une analyse criblométrique, les parties du minerai qui sont les plus riches.

Cette opération permet de préciser si, par un traitement simple sur place, tel un débourbage, on peut augmenter d'une façon appréciable la teneur du minerai qui sera ultérieurement traité à l'usine.

Le laboratoire définit également la finesse à laquelle le minerai doit être broyé pour retirer le maximum d'or avec le minimum de frais.

Tous ces essais sont effectués à Kilo par un personnel rompu à ce genre de recherches. Celles-ci, depuis plusieurs années, ont pris une importance capitale, car les minerais traités à des usines centrales proviennent du mélange des produits de plusieurs gîtes distincts, ayant des caractéristiques différentes de composition.

Cette politique de mélange, qui est opposée à celle conduisant à l'écrémage, se fait à Kilo sur une grande échelle. Elle permet d'extraire, des gîtes de la Concession, la plus grande quantité d'or, et ce le plus longtemps possible, afin de maintenir l'activité et la vie économique dans un district dont l'État est le premier à retirer des bénéfices indirects.

En effet, la Société des Mines d'or de Kilo-Moto occupe depuis de nombreuses années plus de 20.000 travailleurs de couleur et 250 Européens environ.

Les premiers sont ravitaillés par les produits de cultures indigènes, ce qui assure au district minier une prospérité qu'aucune autre région de notre Colonie ne connaît actuellement.

Un exploitant particulier agirait peut-être autrement. Cependant, la Rhodésie du Nord a si bien compris l'intérêt de l'exploitation des gîtes pauvres, qu'elle donne des subventions aux mineurs exploitant du minerai à teneur modeste.

## 30 TRAITEMENT DES MINERAIS AURIFÈRES D'ORIGINE

Cette colonie dépense ainsi annuellement 50.000 livres sterling pour maintenir une activité économique de 700.000 livres sterling dans le pays. Cette politique éloigne *ipso facto* les effets du chômage, de la main-d'œuvre et la paralysie du commerce local.

### PRINCIPAUX PROCEDES DE LABORATOIRE POUR L'ETUDE DES MINERAIS DE SURFACE

1° DÉTERMINATION DE L'OR TOTAL. — Celle-ci est exécutée par la méthode de fusion, scorification, coupellation, inquartation et départ.

Nous signalerons, en passant, que les laboratoires de la Société, tant à Bruxelles qu'en Afrique, se sont inquiétés de la mise au point d'une méthode permettant de révéler, avec certitude, l'or et les métaux de la famille du platine, pour des quantités qui ne dépassent pas le milligramme par tonne.

Cette méthode rend de grands services lors des explorations géologiques au cours desquelles on peut avoir à déterminer rapidement si l'or ou d'autres métaux précieux sont contenus dans certaines roches magmatiques.

La description de cette méthode, mise au point par M. Sporcq, a été publiée dans le *Bulletin de la Société chimique de Belgique* (<sup>1</sup>).

Elle consiste, après obtention du bouton d'or, ou mise en solution de l'or par le brome, de caractériser le premier en solution chlorhydrique pure par le chlorure stanneux. Le platine, le paladium, l'iridium, l'osmium, etc. donnent respectivement des colorations différentes pour chacun de ces métaux.

2° DÉTERMINATION DE L'OR AMALGAMABLE. — Dans les différents ouvrages traitant cette question, les auteurs ne se sont pas assez étendus sur l'influence de la présence de métaux tels que le cuivre, l'argent et le bismuth, rendant l'or plus ou moins réfractaire à l'action du mercure.

Tenant compte de ces considérations, nos laboratoires suivent les règles rigides de plusieurs méthodes devenues classiques :

a) *Méthode rapide donnant des résultats approximatifs.* Elle est

(<sup>1</sup>) SPORCQ, *Bulletin de la Société chimique de Belgique*. « Détermination de l'or des métaux de la mine de platine, même lorsqu'ils sont en traces infinitésimales », t. XXXVIII, année 1929, p. 21.

employée surtout pour le contrôle de gisements déjà très bien connus et en cours d'exploitation.

Cinq ou dix kilogrammes de minerais, concassés grossièrement au tamis de trois mailles, sont placés dans un broyeur Carton ou Dutrannoit (<sup>1</sup>), avec toujours la même quantité d'eau (1 1/2 l. ou 15 l.), 100 gr. de mercure, 1 gr. de soude ou de potasse caustique et un poids constant de boulets d'acier.

Ainsi rempli, on fait tourner l'appareil durant deux heures à une vitesse constante. Après ce laps de temps, la pulpe obtenue est retirée du broyeur; celui-ci est très soigneusement lavé et le mercure est récupéré avec précaution par des décantations et pannages successifs; il est ensuite lavé, séché et rigoureusement pesé.

Il faut que l'on retrouve toujours au moins 97 % de la quantité de mercure mise en œuvre, sinon l'opération est considérée comme nulle et doit être recommencée.

Le mercure récupéré est distillé ou attaqué par l'acide nitrique et l'or ainsi dégagé est soigneusement purifié, puis pesé.

Le broyeur à boulets est un appareil grossier, qui ne convient pas pour des déterminations précises, car il réduit le mercure en farine sous les chocs répétés des boulets, fait qui rend sa récolte difficile en fin d'opération.

Lors de la réception de ces engins, il y a lieu de se montrer très méticuleux en ce qui concerne la qualité des tambours, qu'il faut sonner soigneusement au marteau.

Il y a lieu de proscrire l'emploi d'acier fondu, ordinaire ou au manganèse 12/14 %, car la coulée de ces métaux est souvent accompagnée de soufflures qui, invisibles au début, apparaissent à l'usage et sont la source de localisation d'amalgame, difficilement récupérable à la vidange des tambours en fin de broyage.

La fonte ordinaire ou celle de qualité Griffin, coulée avec forte surcharge, est préférable. D'excellents boulets, type cimenterie, sont fournis par l'industrie belge.

b) *Emploi de l'auto-mixte.* Lorsqu'on a affaire à un mineraï nouveau

---

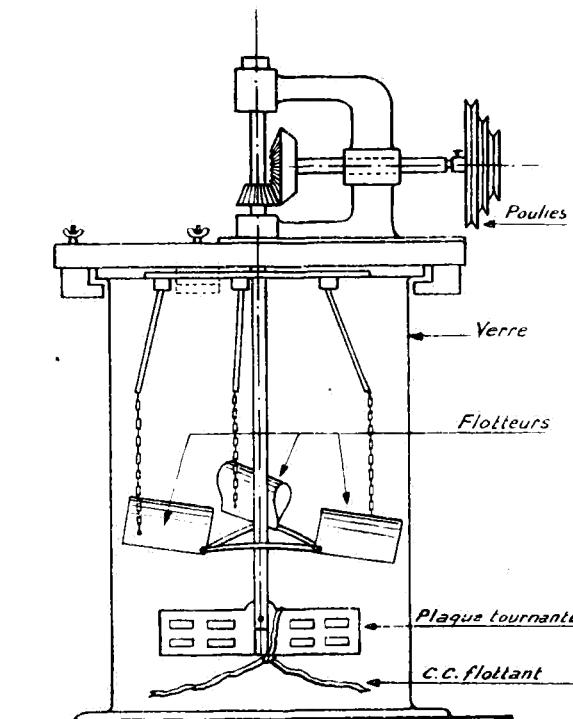
(<sup>1</sup>) Ateliers Carton à Tournai. — Ateliers Dutrannoit à Marcinelle.

## 32 TRAITEMENT DES MINERAIS AURIFÈRES D'ORIGINE

ou provenant d'une partie de gisement non encore exploitée, le minerai est broyé à différentes finesse, soit 12, 30 et 60 mailles par pouce linéaire.

Un kilogramme de chacune de ces catégories est placé dans un auto-mixte avec 100 gr. de mercure, 1 gr. de soude caustique, 3 litres d'eau et agité pendant une demi-heure.

L'auto-mixte de laboratoire, que nous employons, consiste en un



CROQUIS N° 8. — Vue schématique de l'auto-mixte, appareil servant aux essais d'amalgamation des minérais aurifères.

bocal de verre de 5 litres de capacité, dans lequel tourne une hélice à la vitesse de 400 à 500 tours par minute, à quelques millimètres du fond (voir croquis n° 8).

Des flotteurs de forme spéciale, parfaitement équilibrés, se placent automatiquement, par la force centrifuge imprimée au liquide, perpendiculairement à son sens de giration et obligent la pulpe en mouvement à plonger, d'une façon continue, vers le fond du bocal, où se trouve le mercure. Il se passe donc dans cet appareil une amalgamation comme cela

est réalisé en grand dans un « Huntington-mill », lequel s'est révélé comme un amalgamateur industriel remarquable.

Le mercure, qui dans l'auto-mixte reste sous forme de gros globules, peut être facilement et intégralement récolté; il est ensuite attaqué comme dans la méthode précédente.

Connaissant la quantité d'or total contenu dans le mineraï, on peut tracer la courbe des rendements d'amalgamation en fonction de la finesse de broyage du mineraï et du temps de fonctionnement de l'appareil.

Avec l'auto-mixte on est absolument maître de toutes les modalités de l'amalgamation, telles que finesse de broyage, dilutions, temps. De plus, les parties métalliques de l'appareil susceptibles d'être mises en contact avec le liquide sont recouvertes d'un vernis spécial pratiquement invulnérable aux acides ou aux bases. Cette disposition permet d'étudier l'influence de décapants acides ou basiques sur l'or rouillé.

Nous donnons ci-après, au croquis n° 9, l'allure des courbes d'amalgamation pour différents minéraux.

Les courbes 1 donnent le pourcentage d'or amalgamé en fonction du temps; la finesse est constante, soit 1 m/m; la dilution est de 3 pour 1.

Les courbes 2 montrent l'allure de l'amalgamation en fonction de la finesse du broyage; le temps d'amalgamation est constant, soit une demi-heure; la dilution est réglée à 3 pour 1.

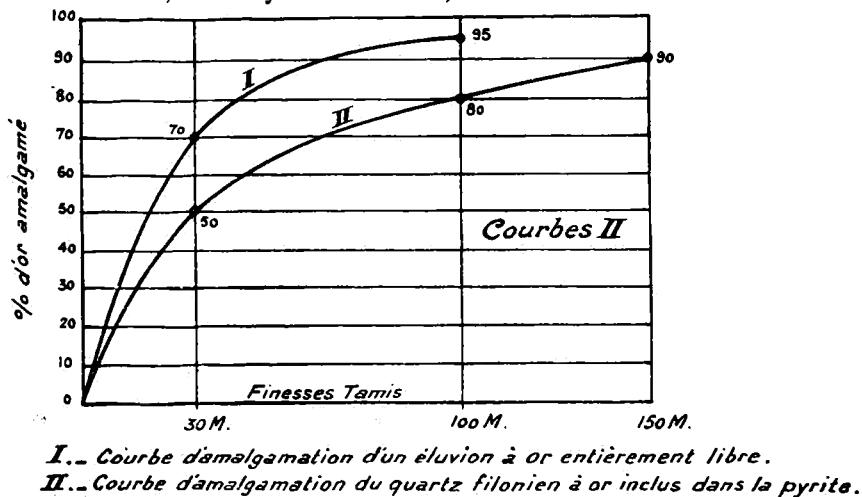
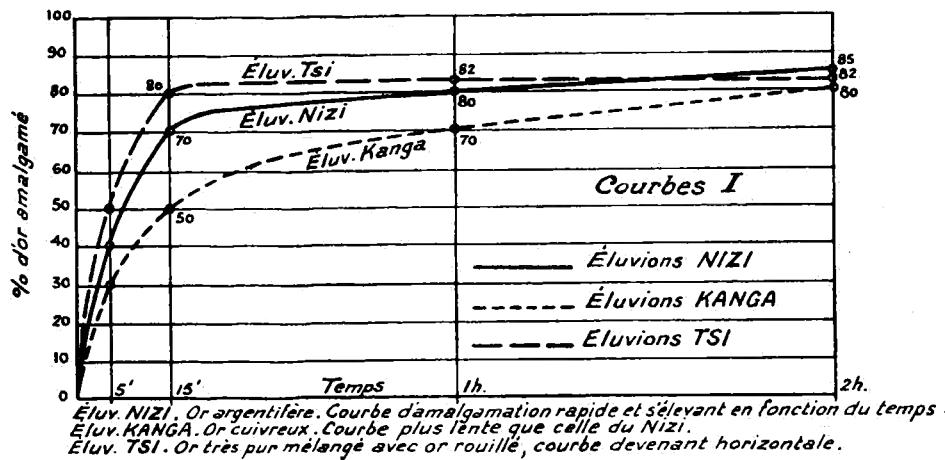
D'après l'examen des résultats, le chef du Service métallurgique est rapidement renseigné sur les caractéristiques de l'or du gisement à l'étude. Le Service métallurgique prendra, dès lors, toutes dispositions utiles pour installer convenablement les tables d'amalgamation et les récupérateurs, en choisissant un type de tamis donnant la finesse de broyage la mieux appropriée.

L'utilité de ces courbes est appréciable également lors de la correction rapide d'un traitement métallurgique défectueux.

Les essais à l'auto-mixte servent également à établir la surface des tables amalgamées qu'il faut présenter au mineraï pour obtenir un rendement élevé.

Expérimentalement, il a été établi que pour une finesse déterminée on obtenait des récupérations analogues, soit en soumettant un mineraï à

une agitation pendant une demi-heure à l'auto-mixte à la dilution de 3 pour 1, soit en faisant passer ce même minerai industriellement, et à la dilution de 6 d'eau pour 1 de sec, sur une table d'amalgamation d'usine



## CROQUIS N° 9.

*Courbes I.* — Diagramme du rendement de l'amalgamation en fonction du temps, pour les minerais de trois mines différentes.

*Courbes II.* — Diagramme du rendement de l'amalgamation en fonction de la finesse de broyage.

de 3<sup>m</sup>75 de long sur 1<sup>m</sup>25 de large, installée avec une pente de 7 % et argentée à raison de 335 gr. d'argent par mètre carré, alimentée à raison de 2 tonnes de sec par heure.

3° FACTEURS INFLUENÇANT LA RAPIDITÉ D'AMALGAMATION. — Quand l'or est cuivreux ou rouillé, il y a lieu de rechercher pour une

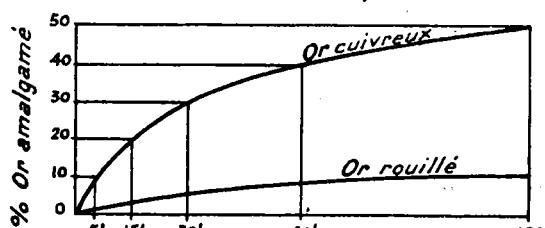
finesse de broyage déterminée le temps pendant lequel l'amalgamation doit se faire, afin d'en tirer le rendement maximum.

Ces recherches se font également à l'auto-mixte et l'on se rend compte rapidement si l'on a affaire à de l'or rouillé (enrobé de cuivre) ou à de l'or cuivreux (alliage d'or et de cuivre).

En effet, dans le premier cas, le pourcentage d'or amalgamé croît d'une façon continue avec le temps; dans le second, la proportion de métal amalgamé n'augmente pas ou très peu avec la durée de l'opération (voir croquis n° 10).

Il faut insister sur l'importance de ces déterminations. Parfois on accuse à tort certains chefs d'usine de négligence dans la surveillance

*Courbes théoriques.*



*La finesse et la dilution restant constantes.*

CROQUIS N° 10. — Diagramme montrant à finesse et à dilution constantes les différents rendements à l'amalgamation en fonction du temps, pour du minerai contenant soit de l'or cuivreux, soit de l'or rouillé.

(Courbe obtenue par l'Auto-mixte.)

des tables d'amalgamation. Un simple essai permet de localiser la cause du mauvais rendement des installations dont ils ont la surveillance, en décelant la présence d'or cuivreux ou d'or rouillé de provenance locale dans un gisement en exploitation.

Dans le cas où les grains d'or sont recouverts de cuivre, il y a lieu d'augmenter la finesse de broyage ou l'emploi d'un décapant adéquat. On provoquera ainsi des rayures dans la pellicule d'oxydure ou sa dissolution, fait qui facilitera le contact du mercure avec l'or libre.

L'or cuivreux qui échappe à l'amalgamation peut être récupéré par la suite, grâce à sa densité.

4° CARACTÈRES D'EXPLOITABILITÉ D'UN GISEMENT. — A) *Étude criblométrique préalable.* Dans certains gisements éluvionnaires, les terres qui enrobent les fragments de quartz sont souvent minéralisées; dans d'autres, au contraire, elles sont pratiquement stériles.

Il peut arriver que la teneur du tout-venant ne soit pas assez élevée pour être traitée avec bénéfice. Si par un procédé peu coûteux et dépendant des conditions de gisement on réussit à éliminer le stérile, en tout ou en partie, on diminue le tonnage à traiter en augmentant sa teneur. Le traitement peut devenir ainsi rémunérateur.

Dans ce cas, une analyse criblométrique s'impose. Il est utile d'en faire périodiquement et surtout quand les mélanges sont modifiés par le Service minier.

Pour exécuter une analyse de l'espèce, on prélève un échantillon important (5 à 10 tonnes) dont la composition se rapproche, autant que possible, de celle de la moyenne du gisement considéré.

Cette prise ne doit avoir subi aucun traitement antérieur. Le tout-venant ainsi prélevé est criblé aux dimensions suivantes : plus grand que 2 pouces; 1/2 pouce; tamis de 12, 30, 60 et 100 mesh.

Chaque catégorie est soigneusement analysée.

On procède également à des déterminations du pourcentage d'argile contenue dans le minerai, soit sur le minerai tel quel, soit sur celui passant à une finesse donnée. Dans ce but, un poids donné d'échantillon est malaxé avec de l'eau; après décantation on répète l'opération jusqu'à ce que l'eau de lavage soit parfaitement claire, puis on pèse la partie restante.

Nous signalerons en passant l'intérêt qu'il y a à ajouter à cette eau une trace de silicate de soude, qui stabilise les hydrosols argileux et permet de diminuer beaucoup le nombre de décantations, tout en rendant la séparation plus complète.

L'examen des résultats de l'analyse criblométrique indique s'il y a lieu d'éliminer une certaine quantité de minerai par un traitement sur place.

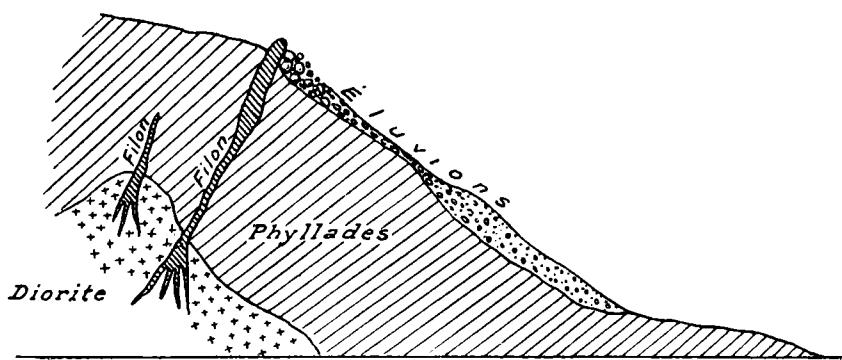
En général, pour les très basses teneurs, le débourbage en grand, sur place, des éluvions et des quartz souterrains est peu employé aux mines de Kilo.

En effet, un débourbage quelconque, soit au « sluice » suivi de « grizly bac », soit dans des appareils perfectionnés, exige des frais de manutention et de transport qui annulent le bénéfice que l'on peut espérer retirer du traitement des gîtes à teneur modeste.

L'expérience a montré que pour des gisements de l'espèce il était préférable de les traiter en grande masse avec le minimum de frais de transport et de manutention.

D'autre part, en pays de montagnes, le débourbage *in situ* demande un apport d'eau qu'il faut pomper parfois à de grandes hauteurs.

A titre d'exemple, par tonne de minerai traité à la mine du Tsi, le



CROQUIS N° 11. — Coupe schématique montrant la disposition des éluvions par rapport à un filon affleurant en surface.

coût de l'eau nécessaire pour une dilution de 6 pour 1 de sec s'élève à fr. 3,06. La hauteur de refoulement est de 260 m. sur 2.400 m. de conduite avec un débit de 130 m<sup>3</sup>/heure, et le kilowatt étant facturé à fr. 0,20.

**B) Influence des teneurs.** Dans la région de Kilo, où la minéralisation est très répandue, les gîtes à haute teneur sont en minorité par rapport à ceux contenant des teneurs modestes.

D'autre part, si la mine est exploitée depuis de nombreuses années, en général ce qui reste à extraire est pauvre, car ordinairement les prédécesseurs ont toujours vidé les parties les plus riches, soit par effet voulu, soit par ignorance des conditions de gisement.

Néanmoins, en pays neuf, dès le début d'une installation sur un « placer », l'exploitation des parties riches répond presque à une nécessité,

car les moyens d'action étant forcément peu développés, le prix de revient du mètre cube ou de la tonne traitée s'en ressent et la teneur limite également.

Avec le temps, les moyens de pénétration se développant, l'outillage industriel se perfectionnant, la teneur limite peut être abaissée si les heureux effets de l'intervention de ces premiers facteurs ne sont pas annulés par une élévation du coût des salaires ou une augmentation des charges directes ou indirectes, sociales ou administratives.

A chacune des époques de la vie d'une mine, la teneur limite moyenne d'exploitabilité varie. Elle subit l'influence du moment. C'est un indicateur extrêmement curieux. Plus il est bas, plus il y a de chance que la mine est bien conduite et bien gérée. Cela paraît évident.

Il est indispensable que le traitement des minérais riches et pauvres soit conduit avec le même souci d'obtenir un rendement maximum.

L'influence de la teneur moyenne d'un gîte payant sur le choix du procédé métallurgique à appliquer au traitement est énorme.

Si un minéral est de nature complexe et à haute teneur, dans la majorité des cas on trouvera, après des études et des essais préalables, une méthode pour le traiter avec profit.

Au contraire, pour la même composition et une teneur modeste, il ne sera peut-être pas pris économiquement en considération.

Aux mines de Kilo, l'or à vue contenu dans les gisements aurifères éluvionnaires et filoniers s'élevait à 9.500 kg. au 1<sup>er</sup> janvier 1932, dont la teneur moyenne ne dépasse pas 5 gr. à la tonne.

A la cadence annuelle de la production tirée des gîtes de l'espèce, cette réserve satisfait les besoins des centres productifs pour cinq ans. Cette avance est suffisante. Les dépenses en recherches sont chaque année définies, afin d'éviter des immobilisations en travaux préparatoires non en rapport avec les besoins.

Cette situation est analogue à celle des autres mines les mieux gérées de l'Afrique du Sud et de la Gold Coast.

Nous reproduisons, ci-après, quelques chiffres permettant de comparer les tonnages traités à celui des réserves de minéral à vue.

AFRIQUE DU SUD	Tonnes traitées en 1931.	Tonnes en réserve.
City Deep .. .. .. .. .. .. ..	1.021.000	1.795.000
Crown Mines .. .. .. .. .. .. ..	3.136.000	12.997.390
Brakpan.. .. .. .. .. .. ..	1.138.500	2.520.890
Sub Nigel .. .. .. .. .. .. ..	378.000	1.206.000
Modder Deep .. .. .. .. .. .. ..	533.800	1.600.000
<b>COLD COAST</b>		
Ashanti Corporation .. .. .. .. ..	142.910	667.400

Au cours de la prospection d'un gîte minéralisé, on rencontre toute une gamme de teneurs à partir de celle dénommée « traces ».

Considérons, par exemple, un champ éluvionnaire prospecté systématiquement par trous équidistants de 10 m., devant être traité par une usine de broyage déjà existante. Supposons qu'on ait trouvé dans cette nappe éluviale d'épaisseur constante :

5 trous à plus de 10 gr.	1.000 trous à plus de	5 — 3 gr.
50 " " 10 — 7 gr.	2.000 " " 3 — 1,5 gr.	
100 " " 7 — 5 gr.	4.000 " " 1,5 — 0,5 gr.	

Si l'on admet, par suite des conditions de gisement et de traitement, une teneur limite de 5 gr. à la tonne, c'est-à-dire si l'on considère que le minerai au-dessous de 5 gr. n'est plus intéressant, la teneur moyenne de la mine sera de 5,7 gr.

Si l'on admet, d'autre part, qu'on peut traiter économiquement jusqu'à 3 gr., la teneur moyenne de la mine sera de 3,4 gr.

Dans le premier cas, le gîte sera épuisé après l'extraction de 155 tonnes contenant 883,5 gr. d'or.

Dans le deuxième, on retirera 3.927 gr. de métal de 1.155 tonnes de minerai.

Ces chiffres peuvent servir à démontrer que les gîtes aurifères, à teneur modeste, sont économiquement plus intéressants à exploiter que les riches.

En effet, à la teneur de 5,7 gr. et au titre de 0,900, la valeur de la tonne en place est de 122 francs environ.

A la teneur de 3,4 gr. et au même titre, la tonne vaut 73 francs.

Quoique sur un gîte plus important l'influence des amortissements soit moins élevée, admettons dans les deux cas que l'extraction et le traitement coûtent 60 francs la tonne; les bénéfices respectifs sont les suivants:

$$(122 - 60) \times 155 = 9.610 \text{ francs.}$$

$$(73 - 60) \times 1.155 = 15.015 \quad "$$

Ces résultats se passent de commentaires.

Remarquons que dans les lignes précédentes et pour la clarté du raisonnement, nous avons implicitement fait abstraction de la surface que représente chaque trou et de la variation de l'épaisseur des éluvions considérés.

En général, dans les prospections systématiques, les trous sont équidistants de 10 m. Le carré réunissant les centres de quatre trous couvre donc 1 are.

D'autre part, si nous prenons une colline sur les flancs de laquelle est répandu un champ éluvionnaire (voir croquis n° 11), nous constatons qu'en général les fortes teneurs se trouvent localisées près du filon en place, c'est-à-dire au sommet le plus élevé du champ éluvionnaire.

Il faut également noter que les épaisseurs d'éluvions vont souvent en croissant vers le bas de la colline. Or, c'est dans cette partie basse que nous trouvons les éluvions les plus mélangés à la terre et par conséquent les plus pauvres.

L'exploitation du gisement doit donc être conduite pour produire un minerai à la teneur moyenne de la quantité payante mise à vue.

Graphiquement, par rapport au tonnage et à la teneur, on peut caractériser théoriquement une mine de la façon suivante :

Sur deux axes orthogonaux, portons en ordonnées les teneurs en grammes par tonne et en abscisses les tonnages connus pour chacune de ces teneurs respectives.

Pour le gîte du Tsi, nous avons obtenu la courbe suivante (voir croquis n° 12).

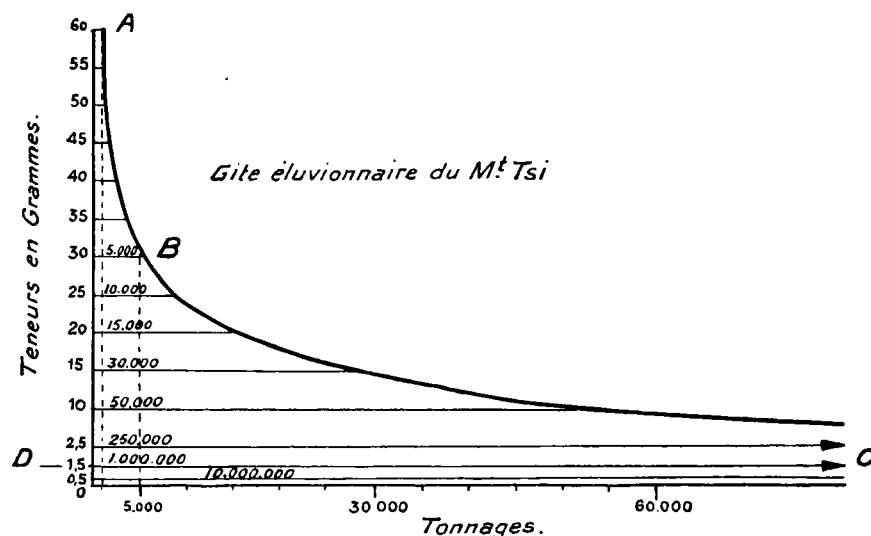
On voit tout de suite que les véritables ressources de la mine sont constituées par les minerais contenant des teneurs variant entre les points B et C.

La droite D C, mentionnant la teneur limite moyenne payante, le

point C indiquera, par exemple, le tonnage maximum à traiter au-dessus de la teneur limite payante.

On peut donc conclure que l'influence des hautes teneurs d'un gîte comme celui du mont-Tsi à Kilo intervient pour très peu dans le choix du procédé métallurgique qui devra être adopté pour le traitement de toute la masse de son mineraï.

Dans le cas qui nous occupe, le procédé métallurgique sera simple et peu coûteux. Il devra être en mesure d'absorber toutes les espèces de



CROQUIS N° 12. — Courbe du tonnage en fonction des teneurs.

minerais depuis l'éluvion argileux, les phyllades altérés, jusqu'au quartz cohérent.

Nous signalons que le rapport de « The Low Grade Ore Commission », publié en 1932, insistait sur l'importance qu'il y aurait à augmenter la valeur de l'or ou à abaisser le prix de revient, dans le but de pouvoir traiter les formidables réserves à faibles teneurs que contiennent les mines du Rand.

En ce qui nous concerne, nous mettons tout en œuvre pour arriver à réduire le prix de revient de la tonne traitée, afin d'étendre notre activité sur les gîtes à faible teneur qui, dans la concession de Kilo, existent en quantité importante.

Pour Kilo, le tableau page 4 (tableau n° 1) montre l'effort réalisé

## 42 TRAITEMENT DES MINERAIS AURIFÈRES D'ORIGINE

dans cette voie dans l'ensemble des mines filonniennes et éluvionnaires.

Il est à remarquer que malgré la chute importante des teneurs, toutes les mines travaillent en bénéfices en supportant leurs charges d'amortissement et de frais généraux respectifs.

A titre documentaire nous donnons ci-après un tableau exposant, depuis janvier 1931, la situation économique de la mine du Tsi, où l'on traite les plus basses teneurs de la région de Kilo. La conséquence immédiate de la politique adoptée se marqua dans l'augmentation des réserves de cette mine, qui passa de 2.060 kg. à 5.450 kg. respectivement de janvier 1931 au mois correspondant de 1933. (Photographies n°s 3 et 4).

c) *Opportunité d'un traitement métallurgique simple.* Pour arriver à un tel résultat, il fallait adopter et maintenir un procédé simple de traitement, n'utilisant que des machines dont l'entretien est possible par les ouvriers de couleur. Il fallait, en outre, modifier la nature des pièces d'usure en recherchant l'emploi d'aciers spéciaux, afin de réduire les consommations de ce métal par tonne traitée.

A titre documentaire, nous donnons ci-après un tableau n° 3 indiquant le poids des principales pièces de rechange consommées dans nos usines de broyage.

En fin de tableau, nous indiquons les poids comparés d'acier consommés par tonne traitée pour les années 1930, 1931 et 1932.

L'économie réalisée pour l'année 1931, comparativement à 1930, rien que sur le poste acier, s'élève donc à

$$321.405 \times (0,392 - 0,283) \times 6,75 = 236.000 \text{ francs},$$

fr. 6,75 étant le prix moyen de l'acier rendu aux magasins généraux du Nizi.

En 1932, par rapport à 1931, on passe aux chiffres ci-après :

$$431.356 (0,283 - 0,242) \times 6,75 = 112.000 \text{ francs},$$

soit donc 348.000 francs, comparativement à 1930.

Il faut également que le procédé métallurgique choisi permette de traiter, avec un nombre limité de types de machines, toutes les catégories de minerais.

**PRIX DE REVIENT DE L'USINE DU TSI**

## 44 TRAITEMENT DES MINERAIS AURIFÈRES D'ORIGINE

La méthode d'extraction par cyanuration ne pouvait s'appliquer aux gisements de Kilo, car elle exige l'importation de grandes quantités de produits pondéreux.

A titre d'exemple nous citerons que la région des mines s'est révélée complètement dépourvue de gîtes calcaires. Pour réussir avec la cyanuration, nous aurions été dans l'obligation de transporter de la chaux ou du calcaire par camion automobile de Niangara au Nizi, soit donc sur 650 km., ou d'importer ces produits de la colonie anglaise du Kenya.

Après calculs, la chaux en fûts, de cette provenance, revenait, rendue Kasenye, à 1.500 francs la tonne; le calcaire de Niangara, dont on aurait dû faire la cuisson en forêt, aurait coûté, rien que pour le transport, 3.000 francs la tonne.

TABLEAU N° 3

**TABLEAU MONTRANT LA DIMINUTION DU NOMBRE DE GRAMMES D'ACIER  
PAR TONNE TRAITÉE DE 1930 À 1932, SUITE AU CHOIX JUDICIEUX DES ACIERS UTILISÉS**

NOMENCLATURE	Poids unitaire kg.	Année 1930			Année 1931			Année 1932					
		18 MOULINS	Nombre.	Poids. Kgs.	Poids p. T. br.	22 MOULINS	Nombre.	Poids. Kgs.	Poids p. T. br.	22 MOULINS	Nombre.	Poids. Kgs.	Poids p. T. br.
Bandage de meule .....	210	138	28.980	164 gr.	189	39.690	123 gr.	238	49.980	114 gr.			
Chemin de roulement.....	284	65	18.460	105 gr.	92	25.928	80 gr.	126	35.784	82 gr.			
Roller Trunnion.....	65	138	8.970	51 gr.	157	10.205	32 gr.	78	5.070	12 gr.			
Mâchoires fixes et mobiles.	30	405	12.150	69 gr.	482	14.460	45 gr.	462	13.860	32 gr.			
Joues droites et gauches....	8½	50	425	3 gr.	89	756	3 gr.	100	850	2 gr.			
		Totaux kg.	68.985	392 gr.		91.039	283 gr.		105.544	242 gr.			
Tonnage broyé .....			176.313			321.405			436.356				

Ces prix étaient prohibitifs, étant donné que chaque tonne de quartz à cyanurer exigeait 5.000 gr. de base.

Par contre, l'amalgamation, tout en ne s'appliquant pas à tous les minéraux aurifères, présente l'avantage, si elle est simplifiée, si ses modalités d'application sont bien étudiées, d'être d'un prix de revient peu élevé.

De plus, elle n'exige pas d'installations importantes et sa surveillance est peu coûteuse, car elle est accessible aux capitaines intelligents, issus des races indigènes.

#### **DESCRIPTION D'UNE USINE DE BROYAGE ET D'AMALGAMATION**

L'élément essentiel de nos usines est le moulin chilien de quatre pieds de diamètre, muni de trois meules.

Comme on le voit sur les croquis n°s 13 et 14, c'est un simple broyeur à meules, lesquelles sont mobiles sur un chemin de roulement fixe. Elles sont entraînées par une tête tournante, laquelle forme trémie permettant de répartir le mineraï à broyer d'une façon continue, devant chaque meule.

La tête tournante est elle-même entraînée par un axe muni d'une couronne dentée, engrenant un pignon. La force motrice est transmise à ce dernier par l'intermédiaire d'une courroie.

Comme tous les appareils travaillant par à-coups, les attaques directes par réducteurs de vitesse ne peuvent convenir pour la commande des chiliens.

Ceux-ci, fabriqués autrefois exclusivement en Amérique et en Angleterre, sont actuellement construits par l'industrie nationale (¹).

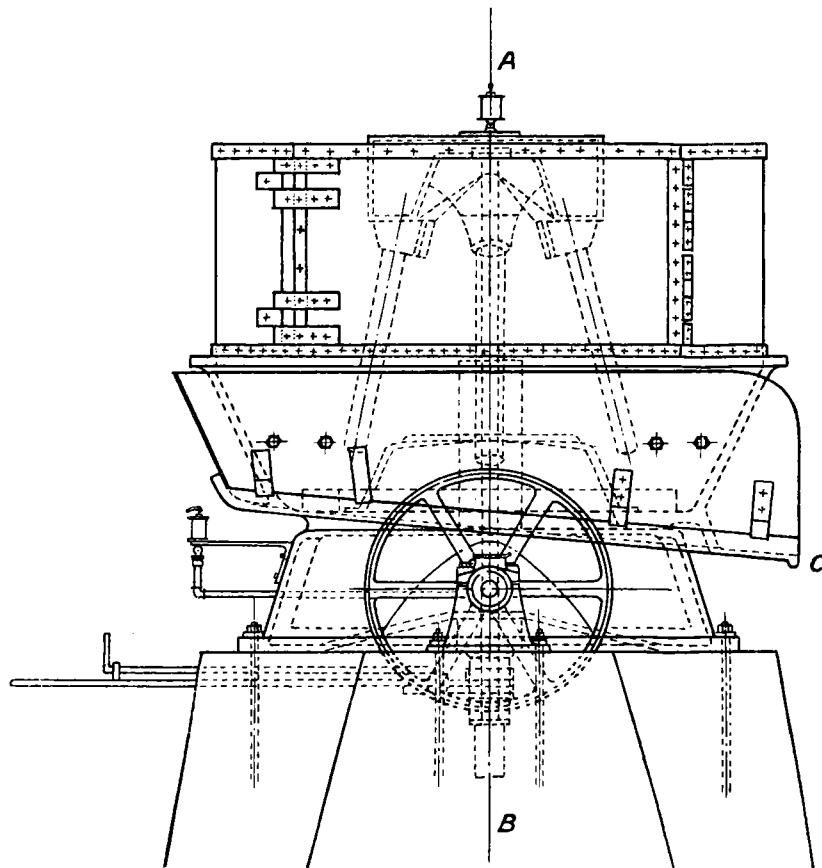
Kilo-Moto a apporté d'importantes transformations dans la construction générale de ces engins; c'est ainsi que la tête tournante a été construite d'une façon plus robuste et la trémie de distribution a été renforcée. Les tuyaux d'alimentation sont interchangeables et ont un diamètre largement calculé pour faciliter la descente du mineraï, en vue d'éviter les obstructions et par conséquent les diminutions de tonnage passé.

Les anciennes plaques d'usure, en acier manganèse, protégeant la cuve sous les tamis, ont été munies d'une patte pour leur fixation à la cuve par un boulon à tête conique.

(¹) A l'Exposition d'Anvers, Kilo-Moto exposait dans son stand quatre moulins chiliens construits par les Ateliers Dutrannoit, à Marcinelle, et examinés attentivement en service, lors de la visite du Souverain à Kilo, le 30 mars 1932.

Les pivots des axes des meules ou rollers-trunnions ont été allongés, ainsi que les coussinets de la tête tournante.

Ces rollers-trunnions ont reçu une fourrure à cannelures, avec fixation spéciale sur l'âme de la pièce. Les coussinets de ces rollers ont été protégés contre l'entrée des eaux abrasives.



CROQUIS N° 13. — Moulin chilien, vue en élévation.

Les poulies de commande, autrefois en fonte, ont été remplacées par des unités en acier coulé.

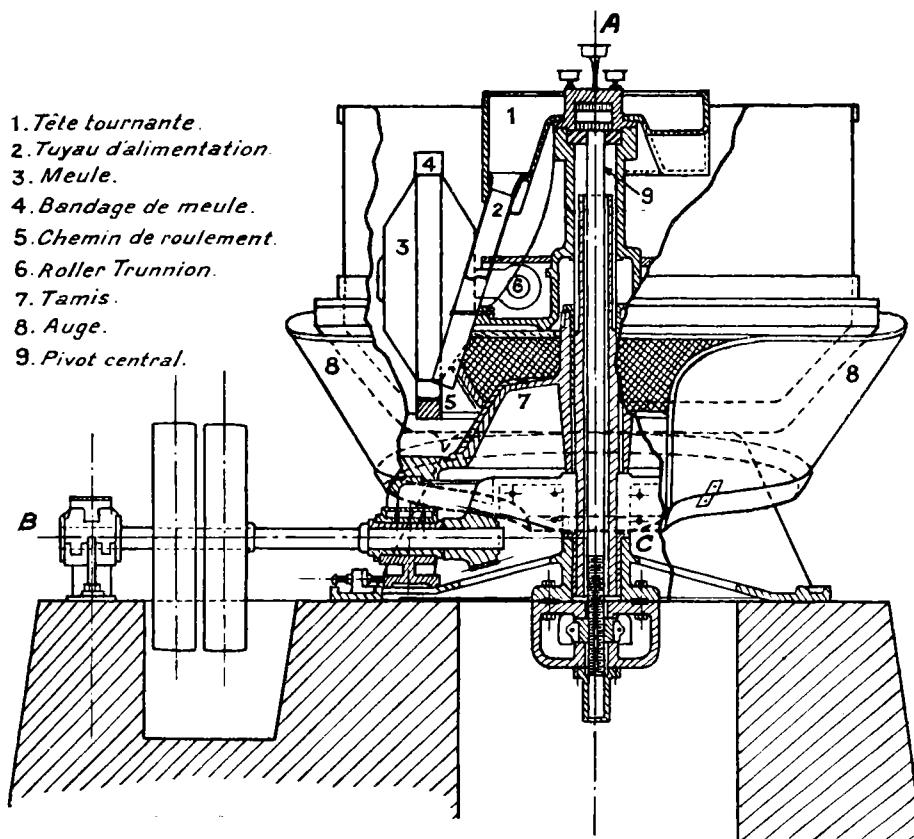
Ainsi conçu, le moulin chilien est devenu un appareil robuste, susceptible de broyer aussi bien le quartz pur que l'éluvion argileux ou des phyllades siliceux.

Une seule catégorie de minerai ne lui convient pas : c'est la terre argileuse exempte de quartz. Une alimentation semblable fait fortement

« vibrer » le moulin par le ripement des bandages de meules sur le chemin de roulement.

Une usine d'amalgamation du type ordinaire dont on prévoit un temps d'utilisation de dix ans environ comprend (voir croquis n°s 15 et 16) :

1° une grande trémie I, d'une capacité de 500 tonnes, servant de

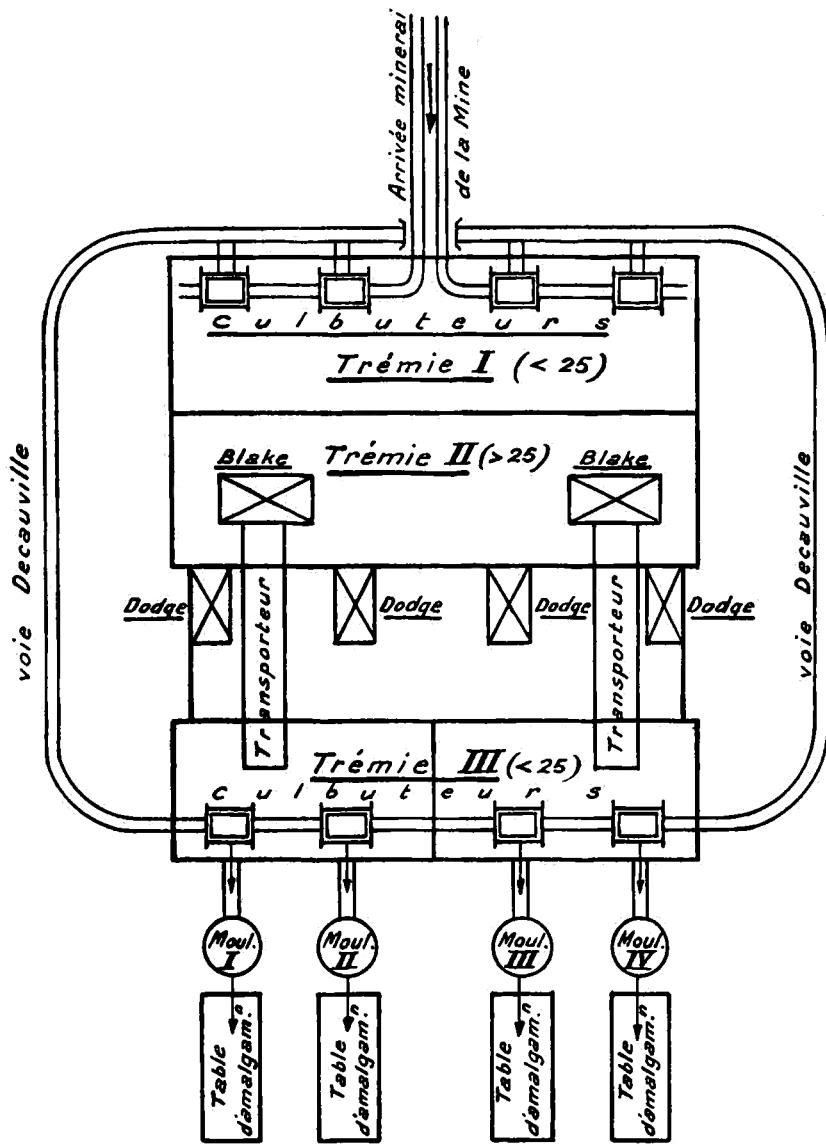


CROQUIS N° 14. — Moulin chilien, coupe.

relais entre la mine et l'usine où les minerais venant des différents sièges d'exploitation sont mélangés;

2° de nouvelles trémies II, retenant les plus petits que 25, après passage sur une grille inclinée disposée au-dessous des culbuteurs.

Ce minéral est dirigé par Decauville, directement à la trémie III. Le plus grand que 25 passe, avant d'entrer dans la trémie des moulins, à



CROQUIS N° 15. — Schéma en plan de la disposition des trémies des concasseurs et des voies Decauville d'une usine équipée de quatre moulins chiliens.

travers un concasseur Dodge  $8 \times 12$  (<sup>1</sup>) qui le ramène à la dimension d'un pouce.

Dans certaines usines, telles que celle de Kanga, où la quantité de quartz dépasse 60 % de la totalité du minerai, des concasseurs Dodge

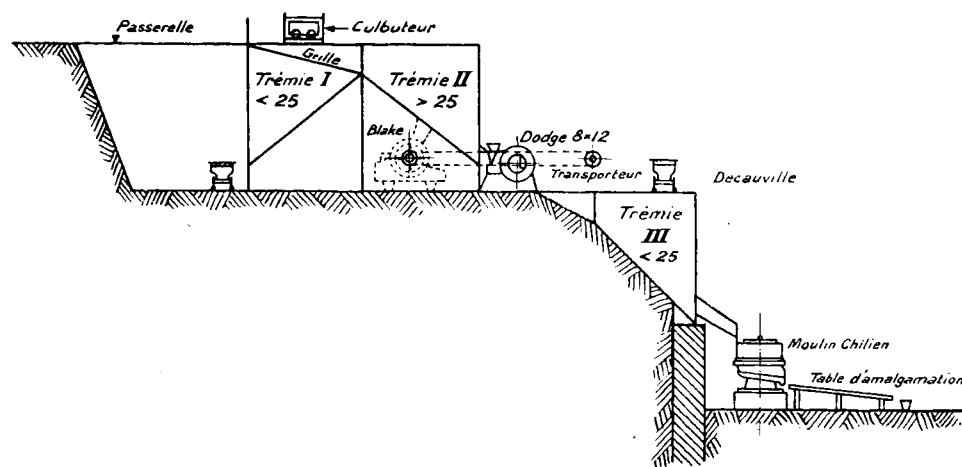
(<sup>1</sup>) Ces concasseurs nous sont également fournis par l'industrie nationale, à des conditions très avantageuses.

travaillent en parallèle avec des concasseurs Blake  $8 \times 12$ , dans lesquels les gros quartz très durs sont concassés et amenés à la dimension de 25 mm., pour tomber dans les trémies III, directement en charge sur les moulins.

Celles servant de relais entre la mine et l'usine ont une capacité de 500 tonnes pour l'alimentation de deux moulins.

De plus, chaque chilien est servi par sa trémie spéciale, dont la capacité est de 100 tonnes.

Chaque unité de traitement possède donc, lorsque toutes les trémies sont remplies, une réserve de 350 tonnes de mineraï.



CROQUIS N° 16. — Schéma en élévation de la disposition des trémies des concasseurs et des voies Decauville d'une usine équipée de quatre moulins chiliens.

Cette disposition permet de suspendre le travail de nuit dans les mines.

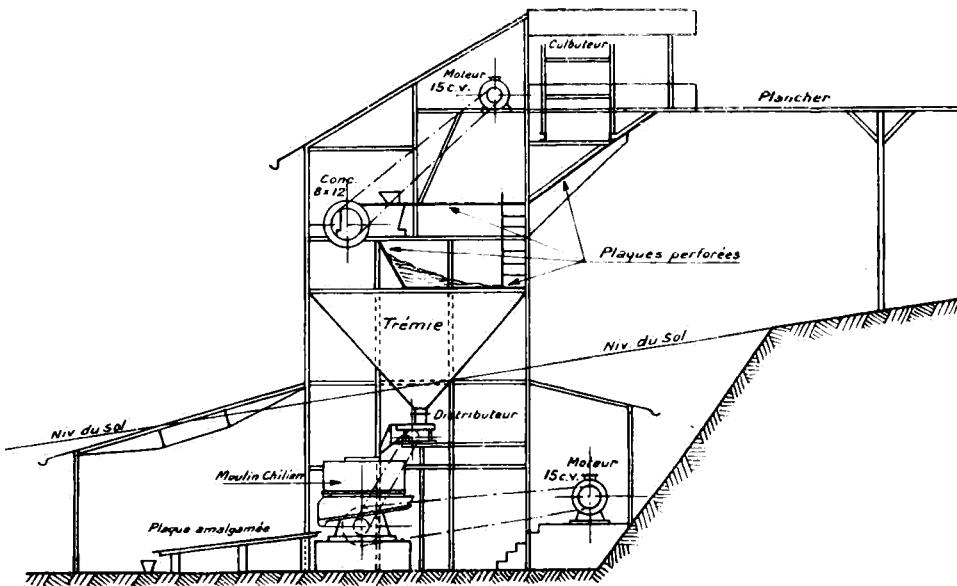
Dans les centres à production intensive, l'effectif minier est calculé pour que l'extraction de mineraï, effectuée pendant huit heures de travail, soit suffisante pour couvrir les besoins de l'usine pendant vingt-quatre heures, plus ceux des moulins, du samedi soir au lundi 8 heures.

Il y a lieu de remarquer que le moulin, les plaques d'amalgamation, la transmission, le Dodge, le moteur et les tôles sont réutilisables, c'est-à-dire que lorsque le gisement est épuisé toutes ces pièces sont récupérées et installées sur un autre gîte.

Le temps d'amortissement doit donc être variable, suivant qu'il s'agit

d'infrastructure ou de superstructure. Par prudence il est fixé à 5 années pour la première et à 10 ans pour la seconde.

Ce dernier amortissement est excessif. En effet, le matériel de broyage est tenu en parfait état de marche par un entretien régulier et un apport judicieux de pièces de rechange dont le coût est supporté par le prix de revient. Tel qu'il est conçu pour la partie mobile, cet amortissement se transforme en un bénéfice de trésorerie indirect, puisque le maté-



CROQUIS N° 17. — Cellule de traitement entièrement métallique démontable comprenant : culbuteur, cribleur, concasseur, trémie, distributeur, moulin chilien, plaque amalgamée et moteurs électriques, pour gîte riche à tonnage limité. Capacité mensuelle : 1.000 tonnes de quartz.

riel de broyage ressert toujours et passe d'une mine à une autre pour le même usage.

Pour la mine de Moto, moins bien partagée en bois d'œuvre, nous avons mis au point un autre type d'usine, entièrement métallique (¹). Démontable et facilement transportable, il sert également à l'exploitation des mines à haute teneur, mais à tonnage limité.

Un exemplaire de l'espèce a déjà servi à épuiser complètement le gisement filonien de Moku. Il vient d'être réinstallé à la mine de Dubele.

(¹) Ce type d'usine étudié par le Service technique a été réalisé par les Ateliers Patte, à Dour.

Il est constitué par une charpente métallique qui supporte le concasseur avec son moteur et une trémie conique avec un distributeur rotatif (voir croquis n° 17).

Seul le moulin et son moteur sont établis sur fondations en béton. Dans le cas où l'installation de l'usine est faite pour une période de très courte durée, le moulin peut, éventuellement, être posé sur fondations en bois.

Cette usine forme donc une cellule absolument indépendante. La charpente est prévue pour s'associer à d'autres cellules de l'espèce, pour former, éventuellement, une usine à grande puissance de broyage.

#### **ELEMENTS CONSTITUTIFS ET CARACTERES D'USAGE DU MOULIN CHILIEN**

*a) VITESSE DE ROTATION.* — Son choix est d'une importance capitale. Celle d'un moulin traitant un mineraï de mélange normal de quartz et d'éluvions donnant le maximum de produits broyés avec le minimum d'usure des rechanges est comprise entre 32 et 35 tours par minute.

Cette donnée résulte de l'expérience acquise depuis 1920 et de la comparaison des statistiques de rendement et de consommation de force motrice et de pièces d'usure.

*b) PRINCIPALES PIÈCES D'USURE.* — Elles comprennent :

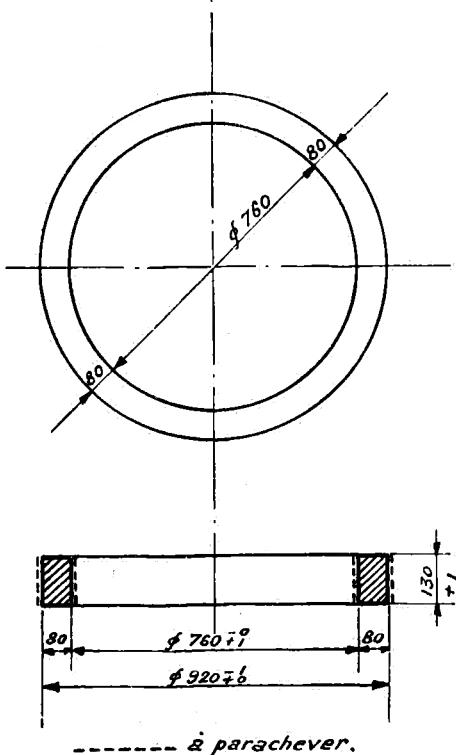
1° *Bandages de meules.* Ce sont des anneaux dont les dimensions sont reprises au croquis n° 18 ci-contre. Ils sont en acier forgé et traité. Depuis l'acier à bandage de locomotive jusqu'aux aciers spéciaux, toutes les qualités mises sur le marché ont été essayées à l'usure sur nos différents minéraux.

Il faut, avant tout, que le métal résiste à l'abrasion du quartz. Celle-ci est parfois très élevée.

Un acier à haute dureté Brinell est fort intéressant, mais il y a une limite à observer, car le métal devient cassant et des bris ont été constatés en cours d'expédition.

D'autre part, une rupture en cours d'emploi est à redouter, car la projection des fragments libérés peut détériorer sérieusement le moulin.

Les bandages sont parachevés sur deux faces, comme l'indique le croquis; la paroi intérieure est tournée, afin de faciliter sa fixation sur la meule à l'aide de coins en bois sec qui, en se mouillant, assurent une adhérence très suffisante à l'ensemble meule-bandage.



CROQUIS n° 18. — Moulin chilien. Bandage de meule en acier silico-manganéux, fourni par l'industrie nationale. Poids neuf, 220 kg. Poids moyen après usage, 22 kg. Pourcentage d'utilisation, 90%. Dureté Brinell, 240-280.

2° *Chemins de roulement.* Ils sont constitués par de simples anneaux en acier. Ils ont 1.210 mm. de diamètre extérieur, 959 mm. de diamètre intérieur et 80 mm. d'épaisseur. Ils sont simplement posés dans une gorge au fond de la cuve du chilien (voir croquis n° 19).

Ils sont tournés sur les faces planes. La partie intérieure s'use moins vite que la partie extérieure, et au bout d'un certain temps de marche il se forme un bourrelet qui empêche l'emploi de nouvelles meules.

Ce phénomène est dû à l'usure des cannelures des rollers-trunnions.

L'acier de ces chemins de roulement doit donc pouvoir être usiné, afin de pouvoir enlever au tour le bourrelet signalé ci-dessus.

Le métal qui nous a donné le plus de satisfaction est l'acier silico-manganeux, fourni par la métallurgie belge<sup>(1)</sup>.

Le choix du métal résistant à l'abrasion de la pulpe de quartz n'a été définitif qu'après de longs essais.

L'usure des bandages et des chemins de roulement, dans un chilien, constitue dans le prix de revient de la tonne broyée le facteur le plus important du poste « pièces de rechange » (environ 27 %).

D'autre part, si ces pièces sont saines et d'une matière résistant bien aux chocs et vibrations, elles auront un coefficient d'utilisation élevé.

Un bandage pesant normalement 220 kg. peut être utilisé jusqu'au moment où son poids est réduit à 22 kg.; le coefficient d'utilisation atteint alors 90 %. Le même facteur peut atteindre 93 % pour un chemin de roulement de bonne qualité.

Dans le choix des matériaux, l'expérience montre qu'il faut surtout s'orienter vers l'achat d'acières qui satisfont aux conditions ci-après :

1° haute dureté et résistance à l'usure, se maintenant à cœur;

2° absence de fragilité permettant un coefficient d'utilisation élevé avant casse sous chocs et vibrations;

3° métal ayant tendance à s'écrouir (augmentation de dureté);

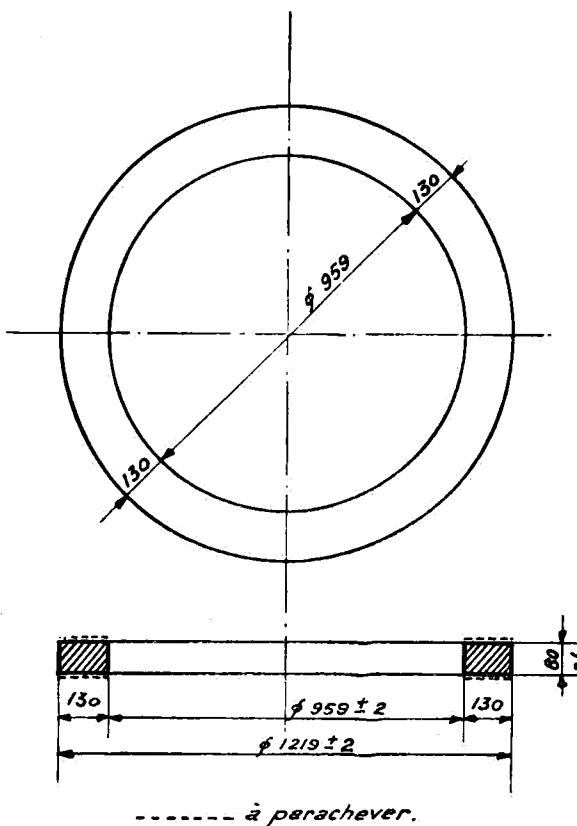
4° métal pouvant se tourner pour enlever les bourrelets;

5° métal absolument homogène (acier laminé ou forgé).

Les caractéristiques des aciers essayés sont :

	Acier C-Si-Mn.	Acier Cr.	Acier Ni-Cr.
Dureté Brinell .. . . . .	240-280	325-380	300-320
Résistance .. . . . .	90-100	110-130	100-125
Limite élastique .. . . . .	60	100	
Allongement .. . . . .	10-14	6-8	12
Composition .. . . . .	0,5 C 1,4 Si	0,5 C-0,58 Cr	4,5 Ni-1,5 Cr

<sup>(1)</sup> Cockerill, Ougrée-Marihaye, Belgo-Lux, Valère Mabille, Ateliers Dutranoit, Ateliers Patte se sont spécialisés dans le traitement de cet acier.



CROQUIS N° 19. — Moulin chilien. Chemin de roulement en acier silico-manganeux, fourni par l'industrie nationale. Poids neuf, 284 kg. Poids après usage, 20 kg. Pourcentage d'utilisation, 93 %. Dureté Brinnel, 240-280.

Les essais effectués ont tout d'abord fait écarter les aciers coulés, qui présentent souvent un manque d'homogénéité amenant des ruptures pré-maturées.

Sur minerai tenant : quartz 65 % ; argile 25 % ; humidité 10 % et répondant à l'analyse criblométrique suivante :

30 mm . . . . .	0	20 mesh . . . . .	20 %
25 " . . . . .	20 %	10 " . . . . .	35 %
10 " . . . . .	25 %		

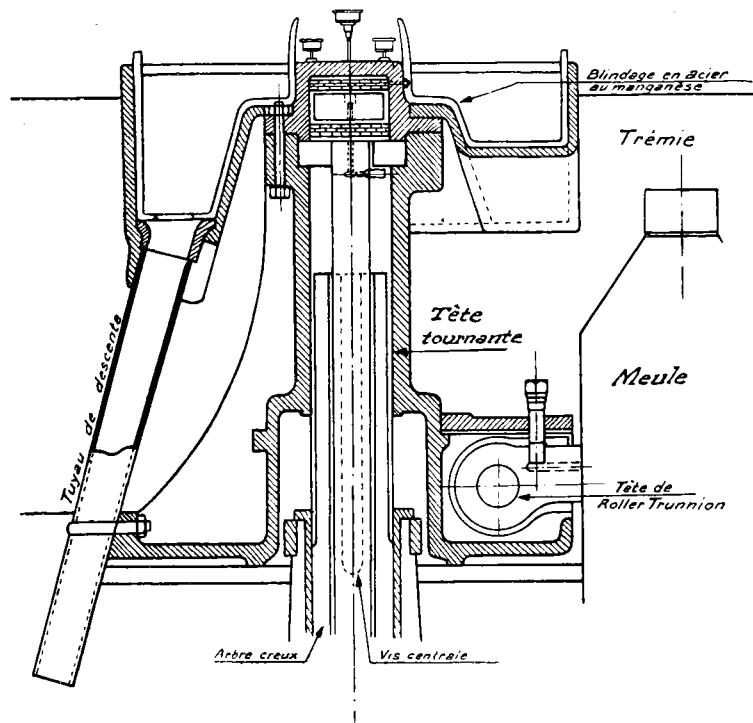
les tonnes broyées et le coût par tonne traitée ont été pour les bandages :

Acier 1 . . . . .	3.800 T.	53 centimes
" 2 . . . . .	4.650 T.	67 "
" 3 . . . . .	4.750 T.	78 "

Pour les quartz alluvionnaires, le tonnage broyé par bandage en acier I tombe à 2,600 tonnes.

C'est l'acier silico-manganeux et l'acier chromé qui ont été adoptés définitivement.

3° *Tête tournante et roller-trunnion.* La tête tournante, protégée de l'usure par un capuchon en acier manganèse, est libre par rapport au bâti



CROQUIS N° 20. — Tête tournante de moulin chilien avec blindage en acier manganèse.

du chilien. Elle est solidaire de la couronne dentée par l'intermédiaire d'une vis centrale qui permet de l'élever ou de l'abaisser suivant l'état d'usure des meules (voir croquis n° 20 ci-contre).

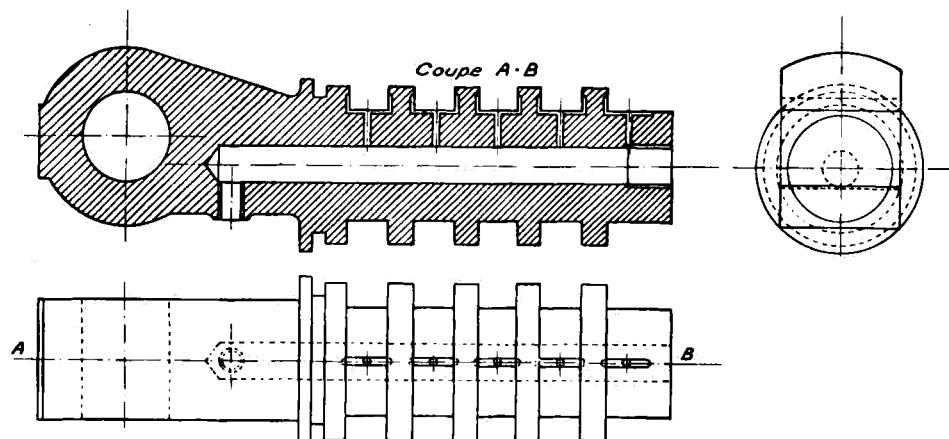
A cet effet, au-dessus de la couronne dentée se trouve un écrou à rochet qui commande la vis centrale. Un levier à main permet de faire cette manœuvre pendant que les meules sont en marche.

Les meules sont reliées à cette tête tournante par l'intermédiaire d'un axe de rotation appelé roller-trunnion, lequel oscille autour d'un pivot horizontal.

Le chemin de roulement est maintenu au fond de la cuve par son poids, plus celui des meules et de leurs bandages.

La tête tournante est entraînée par la couronne dentée sur laquelle vient s'engrener un pignon commandé directement par une poulie et une courroie venant de la transmission intermédiaire.

Anciennement cette couronne et le pignon étaient coulés en fonte. A présent ils sont en acier dur, avec dents rectifiées après trempe, ce qui assure un temps d'emploi beaucoup plus long et un engrènement parfait, qui supprime les vibrations.



CROQUIS N° 21. — Moulin chilien. Axe de meule ou roller-trunnion. Ancien modèle d'origine anglo-saxonne, modifié actuellement par l'industrie nationale (croquis n° 22).

Le poids total d'un roller-trunnion est de 63 kg.; les cannelures seules pèsent environ 7 à 8 kg. Quand celles-ci sont usées, la pièce entière est à retirer du service.

C'est donc une pièce de rechange à coefficient d'utilisation peu élevé.

Pour tourner la difficulté, nous avons fait usiner des rollers-trunnions en deux parties <sup>(1)</sup>. C'est uniquement une fourrure qui devient la pièce d'usure, l'âme du roller-trunnion étant d'un usage à longue durée.

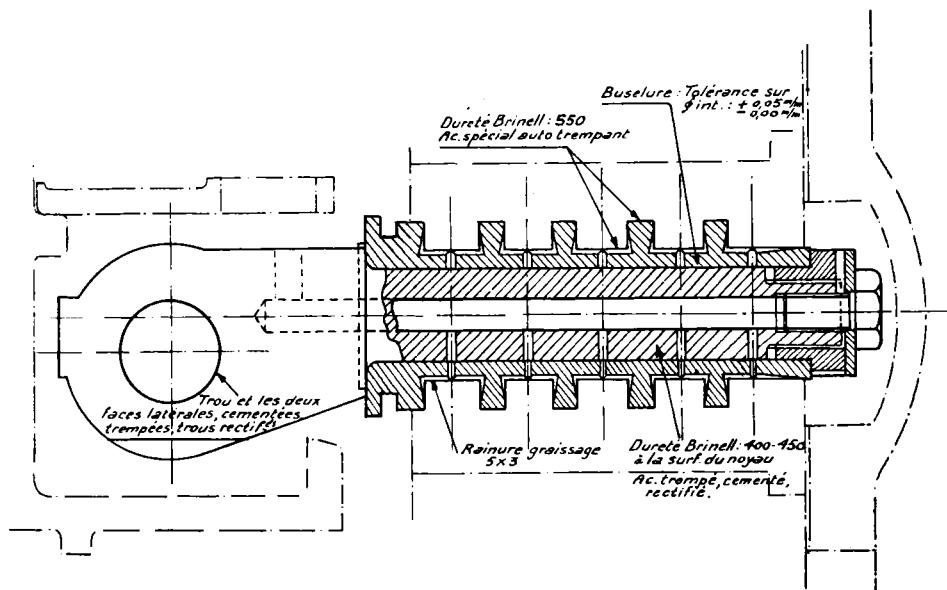
Après deux ans d'expérience, il est maintenant prouvé qu'une buse-lure dure autant qu'un roller-trunnion ancien modèle, soit de trois à six mois.

---

<sup>(1)</sup> Modification brevetée.

Comme elle ne pèse que 15 kg., on comprend tout l'intérêt économique de cette transformation.

La vitesse d'usure des cannelures du roller-trunnion dépend essentiellement de la nature du minerai. Si celui-ci est dur à broyer, les meules tournent sur un matelas de quartz et le roller-trunnion s'use lentement. Si, au contraire, on traite des phyllades ou des éluvions fortement argileux, les meules vibrent fortement sur les chemins de roulement, le



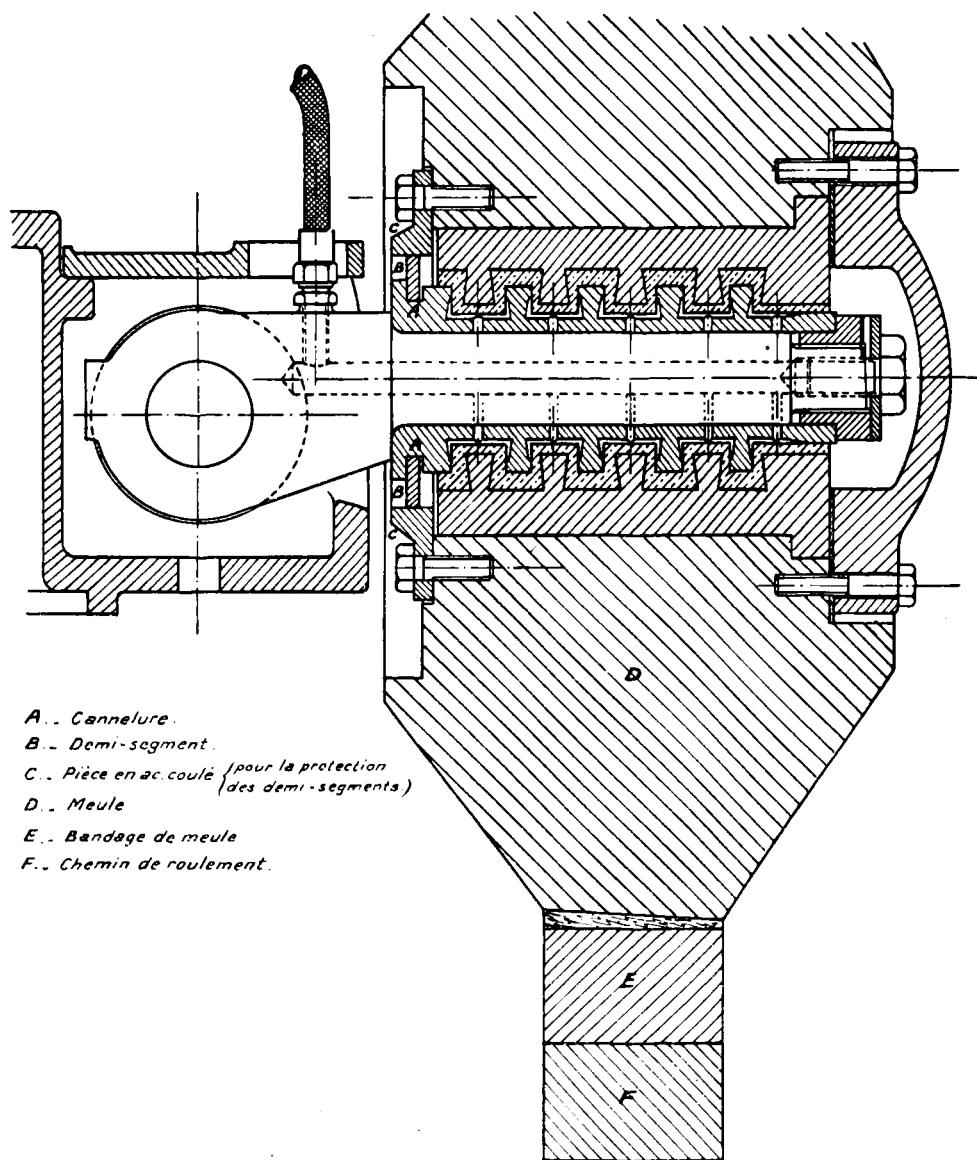
CROQUIS N° 23. — Moulin chilien. Roller-trunnion ou axe de meule breveté après addition d'une buselure en acier à haute résistance.

roller-trunnion fatigue et sa durée peut être réduite de moitié par rapport au premier cas.

Le croquis n° 22 ci-contre donne toutes indications utiles concernant les duretés de différentes trempes des aciers employés. Ces pièces spéciales sont également fournies par l'industrie belge. Leur fabrication nécessite un outillage approprié et une bonne connaissance du traitement des aciers.

4° *Tamis.* Les tamis standard sont désignés par le nombre de mailles et par unité de longueur. Dans le standard américain, que nous prenons comme comparaison, l'unité de longueur est le pouce de 25,4 mm.

Le rapport des ouvertures à la surface totale du tamis est de 66 %



CROQUIS N° 23. — Croquis montrant la disposition prise pour la protection des coussinets des rollers-trunnions.

pour les grandes ouvertures, c'est-à-dire au-dessus du tamis n° 20, et de 60 % pour les petites ouvertures.

Le moulin chilien est muni de trois sorties de pulpes, garnies de tamis.

TABLEAU N° 4  
TABLEAU DES CARACTÉRISTIQUES DES DIVERS TAMIS UTILISÉS AUX USINES DE BROYAGE

Appellations.	Désignations usuelles.	Genre de mailles.	Nombre de fils au pouce anglo suivant les deux dimensions.	Diamètre des fils.		Dimensions des mailles.	Tonn. hre au quartz.
				Verticaux.	Horizontaux.		
A	Gros fils type ordinaire.	Rectangulaires.	11×5,7	12 / <sub>10</sub>	12 / <sub>10</sub>	1mm11×3mm03	3 T.
B	Gros fils type renforcé.	Rectangulaires.	12×6	12 / <sub>10</sub>	14 / <sub>10</sub>	0mm91×3mm67	
C	G fins fils.	Rectangulaires.	24×9,6	5 / <sub>10</sub>	5 / <sub>10</sub>	0mm52×2mm09	2,2 T.
D	ANGLAIS fins fils.	Carrees.	19×19	5 / <sub>10</sub>	5 / <sub>10</sub>	0mm83×0mm83	
E	T-D-O perforées.	Rondes.				1mm Ø	
F	G redur tin-laminé.	Rectangulaires.	30×8	0.45 R. <sub>s</sub> =68 K./mm <sup>2</sup>	0.60 R. <sub>s</sub> =48 K./mm <sup>2</sup> All.=20-25 %	0mm34×2mm60	1,5 T.
G	G acier manganèse 12-14 %	Rectangulaires.	11×5,7	12 / <sub>10</sub>	12 / <sub>10</sub>	1mm11×3mm03	3 T.

Anciennement, ceux-ci étaient en fil de fer. Dès 1927 nous nous sommes adressés à une firme belge, qui tisse actuellement tous nos tamis en fil renforcé, en acier extra-dur (<sup>1</sup>).

Il est évident que plus on désire obtenir une grande finesse de pulpe, plus les fils du tamis doivent être fins et plus ils s'useront vite au passage de la matière abrasive.

Plus une pulpe est fine, plus le rendement à l'amalgamation est grand. Nous nous sommes arrêtés aux deux types B. C. du tableau n° 4 ci-contre.

Les types A. D. E. F. Y. sont donnés à titre rétrospectif. Après une étude nouvelle, nous venons de faire tisser en Belgique des tamis en fil étiré en acier au manganèse (12-14 %) (<sup>2</sup>). Nous croyons être en mesure d'attendre de cette expérience des résultats satisfaisants.

Pour les minerais pauvres et de surface, nous broyons exclusivement à la finesse gros fil. Cette finesse correspond à la maille 12 du tamis standard.

Pour certains quartz riches, nous employons quelquefois le tamis fin fil, correspondant à la maille 30.

5° *Blindage*. La cuve du moulin est protégée intérieurement et extérieurement par des blindages en acier au Mn, qui sont remplacés au fur et à mesure de leur usure.

6° *Coussinets roller-trunnion*. Ces coussinets sont régulés sur place avec du métal antifriction. La composition de ce dernier est la suivante :

Cuivre 2 à 3; antimoine 14 à 15; plomb 38 à 39; étain 44 à 45.

Elle nous donne satisfaction.

Nous donnons, ci-contre, le croquis n° 23 du roller-trunnion avec son coussinet tel qu'il est encore actuellement employé.

Nous voyons en A une cannelure, dans laquelle nous plaçons deux demi-diaphragmes en acier coulé, destinés à protéger l'entrée du coussinet contre les sables et toutes matières abrasives amenées par la pulpe.

Une protection plus efficace est pratiquement impossible à obtenir avec la forme actuelle de la tête du roller-trunnion.

(<sup>1</sup>) Grondexon, à Saventhem.

(<sup>2</sup>) Provenance Ougrée-Marihaye.

Nous étudions actuellement une modification de l'usinage de la partie antérieure de cette pièce pour remédier à l'inconvénient signalé ci-dessus.

c) FONDATION DES MOULINS CHILIENS. — Elle est faite en béton de bonne qualité, reposant sur le bon terrain. Le volume est d'environ 10 mètres cubes.

Le moulin doit être absolument de niveau, afin que son axe central soit parfaitement vertical. Dans ces conditions l'usure des différentes pièces se fera normalement.

d) CAPACITÉ DE BROYAGE. — Celles que nous mentionnons ci-dessous sont données pour une finesse de minerai correspondant au G. gros fil du tableau n° 4 (p. 59).

Pour fin fil, les tonnages indiqués doivent être multipliés par 0,7. Ce coefficient est un résultat d'expérience conforme à la théorie des appareils de broyage qui dit que le tonnage broyé est proportionnel au diamètre de la maille qu'on a demandé de fournir (¹).

En dehors de ces considérations, la capacité de broyage des moulins chiliens est naturellement fonction de la nature du minerai qu'on lui fait absorber.

1° *En quartz* dur elle oscille entre 3 et 5 tonnes à l'heure. Lorsque le quartz se débite en fragments arrondis, le tonnage horaire ne dépassera pas trois tonnes. Par contre, lorsqu'il se débite en morceaux plats, le débit du moulin peut atteindre 5 tonnes.

2° *En éluvions* broyés à la même finesse que ci-dessus, la capacité du moulin est inversement proportionnelle au pourcentage de quartz contenu dans le tout-venant.

On atteint 7 tonnes avec des éluvions à 50 % de quartz dur et 5 tonnes avec des éluvions à 75 % de quartz de même espèce.

Lorsque la quantité de quartz contenue dans les éluvions descend au-dessous de 33 %, la marche du moulin devient défectueuse. Pour y remédier, il est nécessaire d'ajouter du quartz pur, concassé à l'anneau de 25.

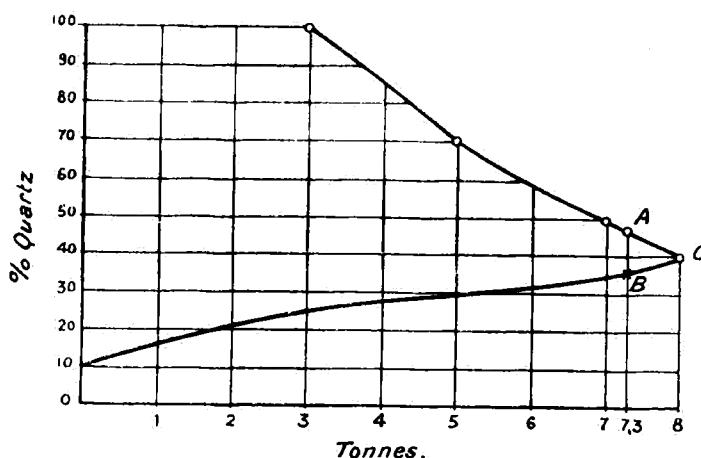
---

(¹) RATTEL, *Traité pratique du broyage et tamisage des matériaux et minerais*. Éditeur Dunod, Paris.

Techniquement, un mélange de minerais de qualités physiques distinctes s'impose, même en dehors de toutes considérations économiques.

Lorsqu'un moulin est alimenté par un mineraï dont la composition contient une proportion au-dessous de 30-33 % de quartz, on enregistre des vibrations violentes ébranlant sa masse par suite du ripage continu des bandages de meules mis en contact direct avec le chemin de roulement.

Le matelas de quartz est, d'autre part, indispensable pour fractionner, diviser, pulvériser l'argile, dans le but d'en faire, avec l'eau, une



CHROQUIS N° 24. — Tonnage broyé par un moulin chilien en fonction du quartz contenu dans un éluvion.

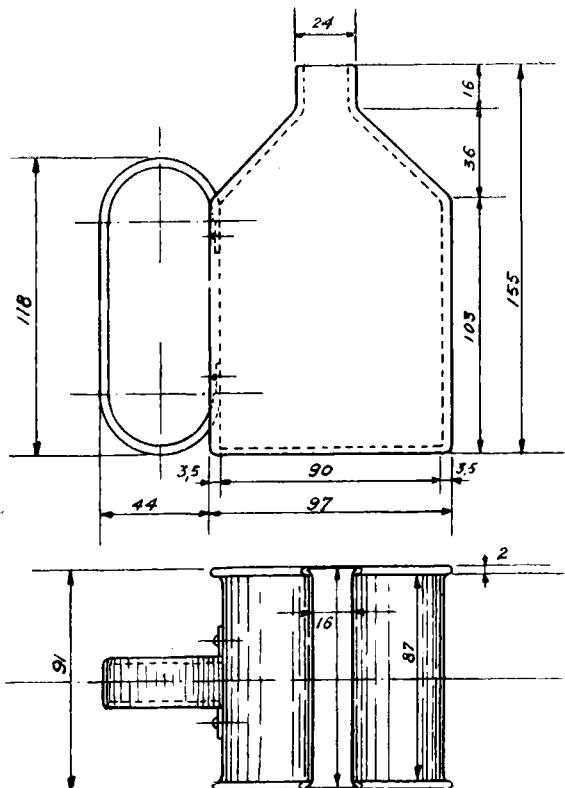
pulpe homogène. Celle-ci passera alors facilement à travers les tamis sans s'agglomérer contre le blindage intérieur ni remonter le long de ce dernier vers la tête tournante en envahissant les protections du roller-trunnion.

L'intervention du quartz est également nécessaire pour décaper les particules d'or rouillé, afin de faire apparaître, à travers la pellicule d'oxyde, ne fût-ce qu'une petite surface d'or libre qui se livrera au mercure de la table d'amalgamation.

Nous donnons, ci-contre, le diagramme n° 24, donnant le débit d'un chilien broyant des éluvions contenant différents pourcentages de quartz de dureté moyenne. On voit qu'au-dessous de 40 % de quartz la capacité du chilien diminue rapidement.

Il faut donc, pour être certain de n'être pas dans la zone dangereuse A B C, traiter des éluvions contenant au moins 45 % de quartz.

3° *En phyllades siliceux*, la capacité oscille entre 7 1/2 à 8 tonnes à l'heure. En général, la cohérence naturelle de ces roches, même à l'état altéré, suffit pour éviter les inconvénients signalés dans les lignes qui précédent.



CROQUIS N° 25. — Eprouvette en cuivre pour déterminer la dilution des pulpes.

e) QUANTITÉ D'EAU NÉCESSAIRE A LA BONNE MARCHE D'UN CHILIEN. C'est après une longue étude expérimentale de la question que la dilution la plus adéquate a été déterminée. Il fallait dans tous les cas réussir à

- 1° faciliter la sortie de la pulpe à travers les tamis du chilien;
- 2° assurer une bonne amalgamation sur les tables à dimensions standard.

Pour une inclinaison de 7 à 10° de celles-ci, la dilution doit être de 5 à 6 d'eau pour 1 de minerai en poids.

Une proportion d'eau plus importante augmentera le débit du moulin, surtout lorsque celui-ci traite des éluvions. Mais comme la surface de la table d'amalgamation est constante, la vitesse de la pulpe sera plus élevée, le temps pendant lequel les particules d'or seront en contact avec le mercure diminuera et le rendement de récupération s'en ressentira immédiatement.

Un excès contraire est également nuisible, car si la vitesse de la pulpe sur la table amalgamée n'est plus suffisante pour entraîner les particules les plus lourdes, il se formera des îlots sableux, ce qui réduit la surface utile du mercure.

Il faut donc surveiller de près la dilution par une méthode simple. Celle-ci ne demande que le concours d'une balance de Roberval pesant au gramme près et d'une capacité en cuivre, d'une contenance exacte de 1 litre, dont la forme est indiquée au croquis n° 25.

La capacité est d'abord équilibrée sur la balance au moyen d'une tare indiquée sur le récipient.

On détermine en premier lieu la densité de la matière sèche en utilisant la méthode du flacon.

Soit  $t$  la tare de la capacité.

On introduit dans celle-ci une certaine quantité de matière sèche et l'on pèse, soit :

$t+p$  le poids;  $p$  est donc le poids de cette dernière.

On remplit alors la capacité d'eau jusqu'au trait de jauge; elle pèse alors  $t+P$ .

La densité d'un corps est donnée par la formule

$$d = \frac{\rho}{V} \quad (\rho \text{ étant le poids du volume } V \text{ de la matière}).$$

Nous connaissons  $\rho$ .

D'autre part,

$$P = I - V + \rho; \text{ donc } V = \rho + (I - P);$$

la densité est donc

$$d = \frac{\rho}{\rho + (I - P)} \quad (\rho \text{ et } P \text{ étant exprimés en kgs.})$$

La densité de la matière sèche étant connue, il est facile, au moyen du même appareil, de vérifier la dilution d'une pulpe.

Il suffit de peser un litre de celle-ci que l'on récolte dans la capacité.

Si  $P$  est le poids d'un litre de pulpe, la quantité  $\alpha$  d'eau à 1 de matière sèche, de densité  $d$ , en poids est donnée par la formule

$$\alpha = \frac{1 - \frac{P}{d}}{P - 1}$$

En effet, soient  $x$  et  $y$  les poids respectifs d'eau et de mineraï contenus dans un litre de pulpe pesant  $P$ .

Nous aurons

$$x + \frac{y}{d} = 1 \text{ (équation des volumes)} \quad (1)$$

$$x + y = P \text{ (équation des poids)} \quad (2)$$

d'autre part, nous avons

$$\frac{x}{y} = \alpha \quad (3)$$

en tirant  $x$  et  $y$  des équations (1) et (2) et en les remplaçant dans (3) on obtient

$$\alpha = \frac{P}{1 - \frac{P}{d}}$$

Il est très facile de construire des tables donnant les dilutions  $\alpha$  en fonction du poids  $P$  du litre de pulpe pour 1 de matière sèche de densité variable.

Le poids d'un litre est indiqué au chef de l'usine. Il dirigera sa surveillance pour l'y maintenir.

f) FORCE MOTRICE. — On le conçoit aisément, il était impossible de développer l'exploitation filonienne sans le concours d'une force

motrice abondante et d'un coût peu élevé. L'utilisation de locomobiles à vapeur ne pouvait être tolérée qu'à titre provisoire.

Dès 1920, diverses solutions furent proposées.

On suggéra l'installation d'une centrale thermique dans la vallée du Shari, car à cette époque le combustible ligneux était abondant.

Cette solution fut écartée vu la grande quantité de main-d'œuvre nécessaire pour la coupe et le transport du bois de chauffage.

On adopta, et l'on fit bien, les suggestions de l'ingénieur Delmotte, qui avait étudié, entre-temps, les différents rapides et chutes du Shari en aval de son confluent avec la rivière Nizi.

Ce fut à Soléniama, à proximité de la route Kasenye-Kilo, que les travaux de la première Centrale hydro-électrique de la Colonie furent commencés en 1922.

Elle comprend actuellement six turbines Francis, à double roue, d'une puissance respective de 250 kW, tournant à 600 tours, sous une chute nette de 10 m. pour un débit turbiné de 2,370 m<sup>3</sup>/seconde.

On doit son étude à notre regretté ami et collaborateur M. l'ingénieur F. Leclercq.

A cette époque les difficultés de transport du cargo entre le Lac Albert et Kilo obligèrent à diviser le colisage du matériel employé et à installer six machines pour les alternateurs desquelles les A. C. E. C. durent adopter une construction spéciale.

Le courant débité par cette première centrale fut transporté à la tension de 10.000 V. à la mine du Nizi, située à 17 km. de la Centrale.

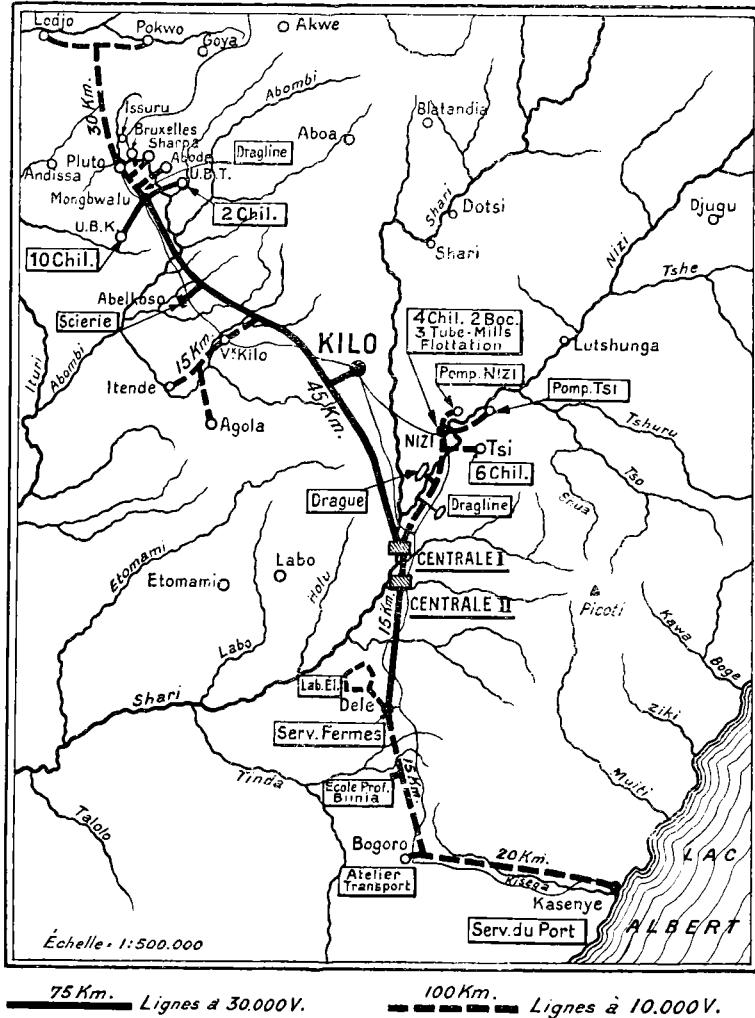
Les découvertes de filons importants, faites en 1924, 1925, 1926 à la division Ouest, demandèrent un réexamen de la question force motrice.

L'ensemble des centres productifs, filons, dragues, alluvions demandait un minimum de 3.000 chevaux installés.

Une étude nouvelle permit de trouver aisément 1.500 HP nouveaux sur le Shari, en aval de la première centrale.

Une chute nette de 9<sup>m</sup>80 avec un canal d'aménée de 750 m. de long et conduite forcée furent appropriés pour cet usage.

Les études poussées sous notre direction furent terminées en 1928; les calculs sont dus à feu l'ingénieur Lefébure et l'exécution en Afrique



CROQUIS n° 27. — Schéma montrant la disposition du réseau électrique alimentant les centres productifs alluvionnaires et filoniers de la mine de Kilo au 31 décembre 1932, ainsi que les diverses utilisations du courant dans les industries connexes aux exploitations.

fut activement menée sous la direction de M. Monti. (Photographies 7, 8, 9, 10 et 11.)

La Centrale comporte quatre turbines Francis de 400 HP, construites par les Ateliers de la Meuse à Liège, entraînant des alternateurs A. C. E. C. 550 V. triphasés, 50 périodes à 750 tours pour un débit turbiné de 3,780 mètres cubes.

La tension est élevée à 30 KV et transportée ainsi vers l'Ouest, à Kanga, distant de 70 km. de la Centrale, où la tension est abaissée à

10 KV pour être distribuée dans un réseau de 50 km. de développement tissé à travers la forêt tropicale vers les centres filoniers et alluvionnaires.

Vers le Sud, une ligne de 15 km. à 30 KV s'arrête à la ferme de Délé.

Une sous-station 30.000 — 10.000 V. met le courant à cette dernière tension à la disposition de la ferme pour les labourages.

Kasenye fut relié à cette sous-station en vue de réduire au minimum l'emploi de la main-d'œuvre dans les manutentions du port, par suite de la présence de la maladie du sommeil sur les rives du lac, dont l'altitude n'est qu'à 618 mètres.

Cette ligne dessert également les installations de la Mission et de l'École professionnelle de Bunia, ainsi que le garage important de Bogoro.

Les deux centrales de Soléniamma ont débité en 1932 près de dix millions de KW-heure, à un prix de revient extrêmement avantageux.

Une troisième et dernière centrale est en construction à l'heure actuelle à la mine de Moto. Elle est destinée à fournir le courant aux dragues du Kibali et aux champs éluvionnaires importants nouvellement découverts au Nord du Kibali.

Elle comprendra, provisoirement, deux turbines Francis de 700 HP, en construction aux Ateliers Cockerill, à Seraing, et fonctionneront sur une chute de 16 m. de la rivière Zoro, avec un débit turbiné de 3 m<sup>3</sup> 980-seconde.

Le schéma du réseau de Kilo est figuré au croquis n° 27.

Toutes les usines du groupe de Kilo sont entraînées électriquement.

Chaque chilien et son concasseur sont actionnés par un moteur triphasé — 220 V. 50 périodes — C. A. C. V. 60 — d'une puissance de 30 HP et tournant au synchronisme à 1.000 tours par minute.

Le schéma n° 26 reproduit ci-après montre la disposition des transmissions diverses qui sont standardisées dans toutes les usines.

Un chilien alimenté normalement consomme environ 22 HP. Le concasseur Dodge 8×12 en marche normale en prend environ 6.

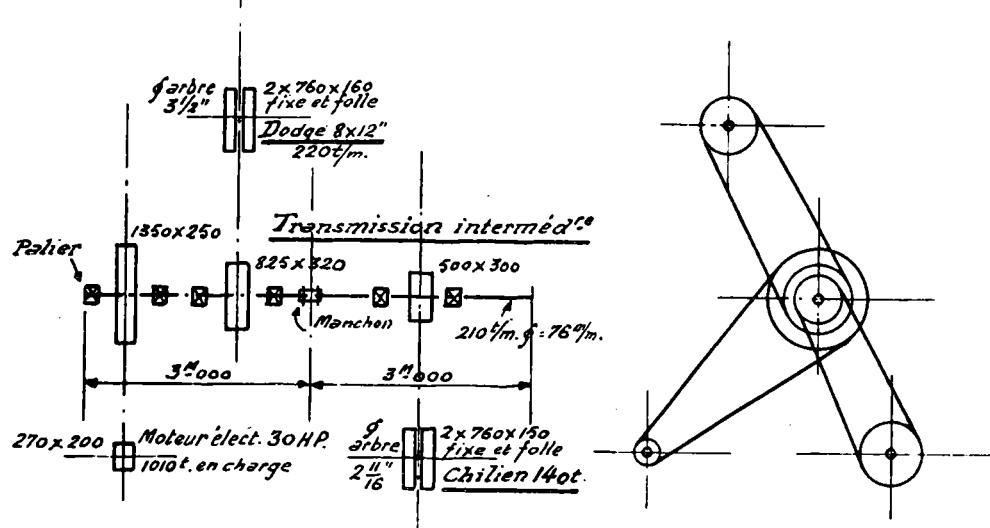
La consommation de KW par tonne broyée à 12-20 mailles varie comme suit :

Pour du quartz pur . . . . .	5 à 8 KW par tonne
Pour des éluvions . . . . .	3 à 5 " "
Pour des phyllades siliceux . . . . .	2 à 3 " "

La question force motrice est actuellement une chose résolue économiquement et permet d'étendre son action dans tous les domaines de l'activité des mines.

Signalons que mensuellement depuis 1931 l'exploitation des alluvions par méthode spéciale absorbe 50 à 60.000 KW.

### Transmission des Chiliens



CROQUIS N° 26. — Schéma standard pour l'installation des transmissions entraînant un moulin chilien et son concasseur.

### CONCASSAGE

CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES. — La capacité des concasseurs a suivi l'accroissement du débit des moulins chiliens.

Ces derniers, qui en 1922 broyaient par heure 900 kg. de quartz, donnent actuellement 4 tonnes d'un mélange quartzeux à 50 % d'argile.

Les premiers chiliens installés pendant les années 1920 et 1921 au Nizi avaient été fournis par des firmes américaines, avec des concasseurs Dodge 7"×9". Jusqu'en 1924, ceux-ci ont parfaitement convenu.

Au fur et à mesure que la mine du Nizi se développait, des filons y étaient mis à découvert et exploités souterrainement.

Le quartz de profondeur a gardé sa compacité d'origine et, par conséquent, il est beaucoup plus résistant au concassage.

Ce fait nous mit dans l'obligation de remplacer les plaques en fonte par des spécimens en acier au manganèse 12-14 %.

En 1925, la quantité de quartz souterrain étant devenue prédominante, il fut décidé de séparer le mineraï souterrain du mineraï éluvionnaire et de réservé la première catégorie pour la batterie de bocards.

Comme une telle installation à quatre pilons broie environ 3 tonnes à 3 1/2 de quartz par heure, il fut indispensable d'abandonner les 7"×9" et de passer au type Blacke 8"×12".

Les anciens moulins chiliens du Nizi qui continuaient à broyer des éluvions conservèrent des Dodge 7"×9" jusqu'en 1931. A partir de cette date, l'usine ayant été déplacée, elle fut remontée avec des Dodge 8"×12", ayant un débit en rapport avec les besoins nouveaux.

Les autres usines de la région de Kilo et de Moto, montées après 1926, ont été appareillées avec les Dodge 8"×12".

A l'usine de Kanga, où l'on traite un quartz d'une dureté exceptionnelle, les Dodge 8"×12" ont été doublés par des Blacke 8"×12".

En résumé et d'une façon générale, pour les usines de chiliens nous n'employons donc que deux types de concasseurs : le Dodge et le Blacke 8"×12" (¹).

Remarquons que l'emploi du Dodge avait été guidé par les avis des constructeurs américains de moulins chiliens, qui estimaient que pour obtenir un rendement satisfaisant il fallait calibrer parfaitement le mineraï.

Le Dodge est spécialement conçu pour satisfaire à ce désiré puisque l'ouverture en bas des mâchoires reste fixe. Ce n'est qu'après des expériences très sévères que nous avons abandonné cette politique, car les chiliens transformés sont devenus des appareils très robustes qui n'exigent plus un calibrage aussi rigoureux. En conséquence, nous avons pu utiliser des Blacke travaillant directement en charge sur le moulin.

**DESCRIPTION DU CONCASSEUR DODGE.** — Comme on le voit sur le croquis ci-contre, cette machine est formée d'un bâti et de deux volants

---

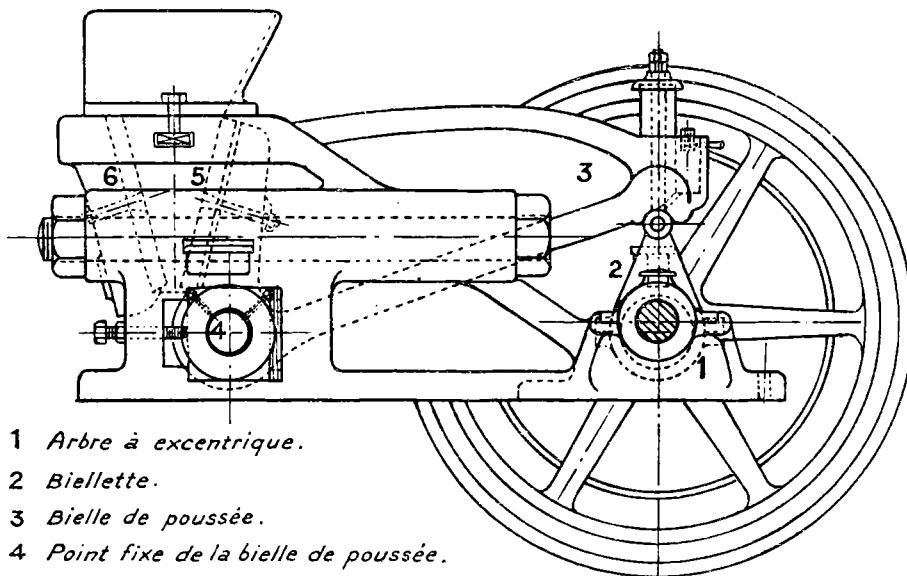
(¹) La dureté spéciale du quartz de Kanga nous oblige à installer des Blacke dégrossisseurs, d'une ouverture de 700×400, permettant chacun de réduire 35 T. de quartz par heure, de la dimension de 500×300 (grosseur fournie normalement par la mine) à celle de 60×60.

qui entraînent un arbre à excentrique (1) autour duquel oscille un pitman (2).

Ce dernier est accouplé à une bielle de poussée triangulaire (3) dont un des sommets est maintenu fixe par un axe (4).

Par conséquent, lorsque l'arbre à excentrique tourne, la biellette se soulève et fait osciller la bielle autour de son sommet fixe.

Cette bielle porte la mâchoire mobile (5). Comme on le voit sur le croquis n° 28 ci-contre, l'ouverture du Dodge reste donc pratiquement



CROQUIS N° 28. — Vue générale du concasseur Dodge 8" x 12".

constante et les produits qui peuvent s'en échapper sont donc parfaitement calibrés suivant une dimension.

Cette ouverture inférieure est réglée par des coins de calage qui permettent de faire reculer ou avancer l'arbre tout en maintenant le sommet fixe de la bielle.

La lubrification se fait par boîte à graisse. Les mâchoires sont en acier au manganèse 12-14 % ; elles sont maintenues au moyen de boulons coniques dont la tête est noyée dans la masse.

Les faces latérales de l'ouverture des mâchoires sont protégées par des joues également en acier au manganèse.

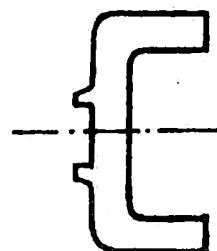
Un Dodge ainsi constitué demande 6 à 8 HP et concasse par heure de 1 à 2 1/2 tonnes de quartz suivant la dureté et surtout la facilité de clivage de celui-ci.

Les fragments de quartz avant leur entrée dans le Dodge ne doivent pas avoir des dimensions au delà de 20 centimètres.

Il est indispensable qu'ils soient, autant que faire se peut, exempts d'argile, car la présence de cette dernière fait office de lubrifiant de mâchoires et les quartz glissent en remontant continuellement.

C'est là un gros inconvénient du concasseur Dodge.

D'autre part, lorsque le quartz est bien sec, les plaques s'échauffent très vite; il faut alors les refroidir par un arrosage à l'eau.



CROQUIS N° 29. — Pièce à casser en fonte des concasseurs Dodge.

Si une pièce métallique est introduite accidentellement dans le Dodge, ordinairement le pitman casse.

C'est une pièce pesant 12 kg. et coûtant 285 francs. Nous avons placé, en conséquence, dans l'ouverture où se meut l'axe de fixation de la bielle portant la mâchoire mobile, une pièce à casser.

Celle-ci est constituée par une coquille en fonte (voir croquis n° 29).

Malheureusement, lorsqu'on a à faire à une matière aussi dure que le quartz, l'effort que celui-ci demande à la mâchoire mobile pour se briser nous a obligé à augmenter de plus en plus l'épaisseur de ces pièces à casser, et lorsque celles-ci permettaient un travail normal au Dodge, c'était de nouveau le pitman qui cassait.

Actuellement, nos équipes de travailleurs au concassage sont suffisamment vigilantes et les accidents aux concasseurs sont très rares.

**CONCASSEURS BLACKE.** — Ceux-ci possèdent deux volants entraînant un arbre à excentrique (1) actionnant un pitman ou balancier (2).

Dans la partie inférieure de ce balancier viennent se caler deux

bielles dites de poussée (3 et 4) dont l'une repose sur le bâti arrière et l'autre sur la mâchoire mobile (5), laquelle peut osciller autour d'un arbre fixe (6) placé à la partie supérieure du Blacke.

La mâchoire mobile est maintenue appuyée contre la bielle de poussée avant par l'intermédiaire d'un ressort qui agit sur une tige (7) terminée par un crochet venant s'attacher dans un anneau solidaire de la mâchoire mobile.

Par conséquent, lorsque l'arbre excentrique tourne, le balancier

1 Bielle d'excentrique.

2 Balancier.

3 Bielle de poussée AR.

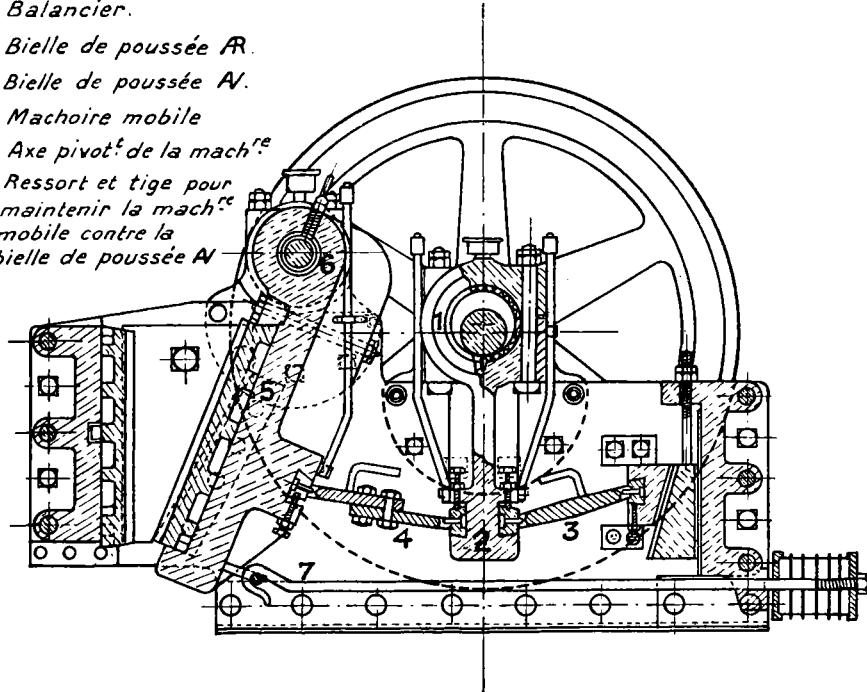
4 Bielle de poussée AV.

5 Mâchoire mobile.

6 Axe pivot<sup>e</sup> de la mach<sup>e</sup>

7 Ressort et tige pour

maintenir la mach<sup>e</sup>  
mobile contre la  
bielle de poussée AV



CROQUIS N° 30. — Coupe schématique du concasseur Blake 12'' × 8''.

s'élève et s'abaisse et la biellette de poussée arrière étant maintenue par le bâti, il faut que ce soit la mâchoire mobile qui avance.

Comme on le voit sur le croquis n° 30 ci-contre, l'ouverture inférieure du Blacke ne reste pas constante et, par conséquent, les produits débités seront moins bien calibrés que ceux fournis par un Dodge.

La lubrification du Blacke se fait par graisseur Stauffer. Quelques points de graissage sont délicats. Ce sont ceux où viennent osciller les

## 74 TRAITEMENT DES MINERAIS AURIFERES D'ORIGINE

bielles de poussée. Dans les petits Blacke, tels que les  $8 \times 12$ , ce graissage est fait au moyen d'une burette compte-gouttes.

Dans les grosses unités, il est assuré par une pompe injectant l'huile sous pression à l'endroit de frottement des bielles de poussée. Chaque fournisseur de Blacke a son système.

D'une façon générale, on peut dire que le Blacke consomme plus d'huile que le Dodge; mais pour une force motrice égale il a un meilleur rendement.

Un Blacke  $8 \times 12$  consomme environ 12 HP/heure et peut broyer à 25 mm. 7 à 8 tonnes environ de quartz.

De plus, il possède l'énorme avantage d'avoir une pièce à casser d'accès facile et peu onéreuse. Elle consiste en un certain nombre de boulons qui relient les deux parties de la bielle de poussée avant.

Les dimensions de ces boulons sont calculées pour se briser lorsqu'une résistance anormale se fait sentir dans le Blacke.

Comme pour le Dodge, les mâchoires sont en acier au manganèse 12-14 % et les parties latérales de la mâchoire sont protégées par des joues coulées en métal identique.

L'usure des mâchoires dans ces conditions conduit à une utilisation de 50 à 55 % du poids d'origine. Ce sont donc des rechanges coûteux et dont les déchets ne sont pas actuellement réutilisables sans l'installation d'un four électrique.

Nous avons pu constater, expérimentalement, que l'acier d'origine nationale rivalise avantageusement avec le métal étranger, coulé par des firmes jouissant d'une réputation mondiale et d'ailleurs bien méritée.

### RECUPERATION DE L'OR

TABLE D'AMALGAMATION. — Celle-ci se fait par plusieurs méthodes, suivant la nature du métal.

Dans le but d'augmenter le rendement de la métallurgie en général, la récupération fut l'objet, depuis dix ans, d'essais multiples.

On sait que l'amalgamation est une opération qui est basée sur la faculté qu'ont certains métaux de s'allier au mercure. C'est le cas pour l'or, l'argent et certains bas métaux.

Elle se fait directement après que la pulpe quitte les chiliens, les Nyssen stamp mill ou les tubes mills, que nous décrirons plus loin, sur des tôles en cuivre argenté, de 3 mm. d'épaisseur, 1<sup>m</sup>25 de largeur et 3<sup>m</sup>75 de longueur, ayant donc une surface de 4,70 m<sup>2</sup>.

Le cuivre employé est de la qualité électrolytique à 99,9 % du Cu; sa résistance est de 40 kg. par mm<sup>2</sup>.

Le laminage doit donner une tôle parfaitement plane et polie, sans crique, paille, gerçure, griffe.

Dans un bain approprié, les plaques reçoivent sur une face un dépôt d'argent pur de 335 gr. au m<sup>2</sup>. Quoique ce dépôt ne soit pas absolument indispensable, il facilite l'adhérence du mercure lors de la mise en service de la table.

Il doit de plus avoir une certaine porosité, afin de faciliter l'accrochage permanent du mercure au cuivre métal.

L'expédition et l'emballage maritime se font dans des conditions spéciales, car les dimensions, le poids et le peu d'épaisseur facilitent la déformation au cours du transport.

Pour combattre cet inconvénient, on emballle les plaques par groupes de quatre dans des caisses rigides, formées par des gîtes de bois de sapin.

Dans celles-ci, les faces argentées des plaques sont placées l'une contre l'autre, séparées par des feuilles de papier fin, afin d'éviter que les surfaces se griffent ou s'abîment par les vibrations ou les manutentions brusques.

Les tôles sont protégées contre l'air marin par un enveloppement imperméable.

Autrefois l'industrie anglo-saxonne possédait le monopole de leur fabrication. Kilo-Moto a importé cette industrie en Belgique et une firme bruxelloise (<sup>1</sup>) nous fournit des plaques qui donnent toute satisfaction.

Quatre pièces de l'espèce figuraient à l'Exposition d'Anvers en 1930, faisant suite à des chiliens d'origine belge également.

Le mercure se met directement à la main au sommet des tables. Celles-ci sont en général installées avec une inclinaison de 7 à 10°; la

---

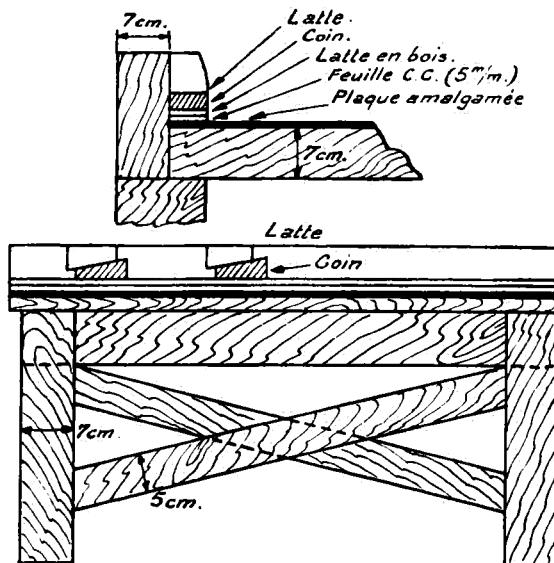
(<sup>1</sup>) Orfèvreries Wiskemann, à Bruxelles.

pente est d'ailleurs guidée par la proportion de sables noirs que contient le minéral.

Lorsque ce pourcentage atteint plus de 5 %, l'inclinaison de la table doit être portée à environ 15°.

Les plaques d'amalgamation sont fixées sur un bâti en bois (voir croquis n° 31 ci-contre). Une feuille de caoutchouc serrée par des coins forme un joint parfait entre le bois et le cuivre.

Cette disposition assure une étanchéité suffisante à l'amalgame et



CROQUIS n° 31. — Charpente et assemblage d'une table d'amalgamation.

surtout au mercure aurifère. Malgré ces précautions, le sol d'une usine est toujours à retraiter avant déménagement des moulins.

C'est ainsi qu'à l'usine du Nizi, qui fut démontée après douze années de travail, on a récolté, en retraitant tout le sol et les cendres de bois des charpentes, 43 kg. d'or au titre de 0,400.

L'entretien des tables d'amalgamation est une opération délicate qui demande l'intervention d'un personnel compétent qui, le plus souvent, est celui du laboratoire.

Entretemps, il faut relever fréquemment l'amalgame vers l'amont de la plaque, car comme il est pâteux, il a une tendance à suivre le mouvement du flot de pulpe vers l'aval.

Dans chacune de nos usines et à chaque équipe, un ou deux ouvriers indigènes intelligents sont spécialisés à ce travail. Ils s'enduisent les mains d'argile plastique afin d'absorber les matières grasses contenues dans l'amalgame provenant, malgré toutes les précautions prises, de la lubrification des pièces en mouvement des appareils broyeurs.

L'expérience a montré que l'amalgame huileux perd la faculté de capter les particules d'or. En conséquence, si son état physique n'est pas bien surveillé, des pertes d'or importantes ne tarderont pas à se déceler par l'enrichissement des tailings.

L'amalgame relevé en tête de table est toujours étalé soigneusement à l'aide des doigts ouverts. Les ouvriers dessinent ainsi transversalement des cannelures parallèles qui assurent, par les remous provoqués dans la pulpe, un meilleur contact de celle-ci avec l'amalgame déjà déposé (voir croquis n° 32).

Certaines pulpes contenant des sulfures altérés, ou en cours d'altération, ont une tendance à troubler le fonctionnement des tables.

On voit apparaître à la surface de celles-ci des taches jaunes, sur lesquelles il est impossible de faire coller l'amalgame. Si ces taches ne sont pas immédiatement enlevées, la table se recouvre rapidement de cet enduit et la récupération de l'or devient nulle.

Dans ce cas, il faut frotter toute la surface avec une solution de cyanure de sodium à 1 % et une solution d'acide chlorhydrique à 10 %. C'est une opération délicate et dangereuse qui n'est faite que par un agent européen expérimenté.

**DURÉE DES TABLES D'AMALGAMATION.** — Le support métallique de la surface amalgamée est le cuivre, métal également susceptible de se laisser pénétrer par le mercure.

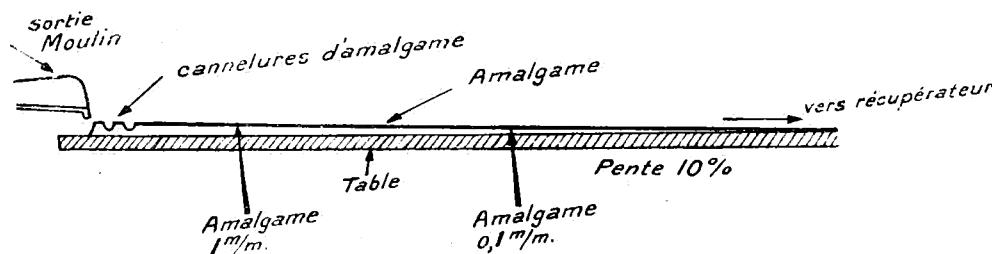
Il se forme à la surface supérieure de la table un amalgame cuivreux, très dur, que les « clean-up » journaliers et même les grands entretiens de la table laissent subsister.

Dans de nombreux cas, on a constaté qu'après quatre à cinq ans la table peut s'enrichir de 5 kg. d'or brut, dont la valeur est approximativement 100.000 francs.

Dans ces conditions, le remplacement de la plaque s'impose, car

rendue en Afrique la valeur d'une unité nouvelle est de 7.000 francs au cours actuel du cuivre et de l'argent.

Il n'y a donc pas intérêt à prolonger la vie de la table plus de trois ans. À ce moment on la retire du service, on la découpe, on bat les morceaux pour décoller l'amalgame dur, qui est ajouté à la production. Le cuivre aurifère restant est fondu sur place, puis expédié au siège social pour la vente.



CROQUIS N° 32. — Coupe schématique longitudinale d'une table d'amalgamation en travail.

**LEVÉE DE L'AMALGAME.** Le rendement en amalgamation est d'autant plus élevé que la surface captante possède un pouvoir plus attractif à l'or. C'est l'amalgame pâteux ayant la consistance d'une vaseline un peu fluide qui possède cette propriété au plus haut degré.

Il est donc indispensable de maintenir sur la table une certaine quantité d'amalgame, et lorsqu'on procède à sa récolte, il faut toujours en laisser suffisamment pour que la table soit en bon état de fonctionnement lorsque le moulin recommencera à débiter.

Plus on laisse d'amalgame sur les tables, plus il a une tendance à être arraché et entraîné par la pulpe. Après plusieurs essais, il a été reconnu que pour une usine fonctionnant normalement, la levée d'amalgame devait se faire au moins une fois par jour.

Dans le cas où une usine traite du minerai très riche et où par conséquent la quantité d'amalgame produite par jour et par table devient élevée, il faut effectuer cette récolte plusieurs fois par vingt-quatre heures.

En règle générale, après une récolte, on doit laisser sur une table 250 grammes environ d'amalgame et l'on doit provoquer sa levée chaque fois que l'on juge que la quantité accumulée dépasse 1 kilogramme.

C'est au chef du Service métallurgique qu'il appartient de déterminer le nombre de récoltes à faire par jour, dans chaque usine, en s'inspirant de la qualité du minerai que la mine lui envoie.

Dans une usine de six moulins, l'expérience suivante a été faite par M. Sporcq : Pendant un mois l'amalgame des tables des moulins pairs a été levé tous les jours et celui des tables des moulins impairs tous les deux jours.

Au bout du mois, pour une récolte totale de 70 kg. d'amalgame, 38 kg. ont été pris sur les tables paires et 32 seulement sur les tables impaires.

Le moulin étant arrêté, la levée de l'amalgame se fait en laissant passer de l'eau claire sur la table, de façon à nettoyer sa surface. L'amalgame est ensuite porté vers l'amont à l'aide d'un racloir formé d'un bout de courroie en caoutchouc. Rassemblé sous forme d'un petit tas, il est lavé à l'eau claire et malaxé à la main pour enlever les principales impuretés, telles que argile, graisse et grains de quartz qu'il a retenus.

Extrait de la table et placé dans un pan, il est de nouveau trituré sous un courant d'eau claire jusqu'à ce que celle-ci s'échappe complètement limpide.

L'amalgame est finalement placé dans un double sac de tissu de coton et pressé par torsion pour en extraire l'excès de mercure. On obtient de cette façon une boule grise, laquelle est logée à nouveau dans un sac de cotonnade en vue d'un passage subséquent à la presse (voir croquis n° 33).

Tout le mercure non combiné est ainsi évacué. Il est pesé et rendu à l'usine pour réemploi.

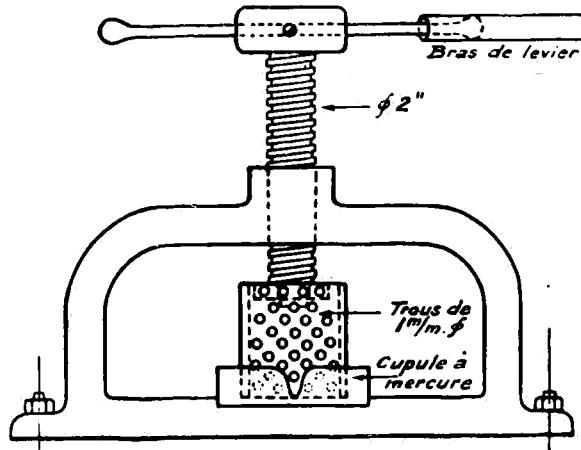
**FORMALITÉS ADMINISTRATIVES ET DE CONTRÔLE.** — Administrativement, la levée se fait chaque jour à heure fixe par un délégué du laboratoire, en présence du chef d'usine; le premier nommé fait après l'opération l'entretien de la table s'il y a lieu.

Le poids de la récolte par table est soigneusement déterminé; il est indiqué dans un registre *ad hoc*, signé par les deux agents.

L'amalgame transporté au laboratoire est repesé à nouveau devant un délégué du Service comptable, qui signe avec le chimiste délégué,

auteur de la récolte, le procès-verbal de dépôt dans le coffre-fort du laboratoire.

Celui-ci ne peut être ouvert qu'avec le concours de deux clefs différentes, en la possession des agents signataires du dernier procès-verbal.



CROQUIS N° 33. — Schéma d'une presse à amalgame.

RÉCUPÉRATEURS, TRAPPES A MERCURE, ETC. — On n'a pas tardé à s'apercevoir qu'il est possible de récupérer l'or libre que le mercure laisse échapper dans les tailings.

Dans ce but, on a expérimenté certains appareils de construction simple qui ont donné satisfaction. On sait que les causes des pertes de métal sont multiples :

1° Nous avons déjà mentionné que l'or rouillé glissait sur les tables d'amalgamation sans pouvoir être fixé par le mercure; une partie néanmoins est retenue si la pellicule cuivreuse qui l'entoure a été griffée dans le moulin.

Sous l'action du cyanure de potassium, cet or se décape et est immédiatement amalgamable.

Ce phénomène se voit parfaitement au microscope lorsqu'on examine une gouttelette de mercure mise en contact avec de l'or rouillé. On y voit nettement les particules d'or réellement piquées sur la surface du globule. L'intervention d'une goutte de solution de cyanure provoque l'absorption immédiate des points d'or, qui s'amalgament instantanément.

Ajoutons que l'emploi de cyanure ou tout autre décapant est irréalisable dans les usines ordinaires, car il rendrait rapidement les tables inutilisables.

Lorsqu'un décapant est obligatoire, nous verrons par la suite qu'on a substitué le « grinding pan » aux tables.

2° L'or cuivreux, tout en se laissant plus ou moins imprégner par le mercure, glisse lentement sur l'amalgame et est finalement emporté avec les tailings. Un faible pourcentage est cependant retenu.

3° On constate que certains gros grains de quartz contenant du métal s'échappent également. On ne peut les retenir sans troubler le fonctionnement normal de la table.

4° La pulpe, en passant sur l'amalgame pâteux, produit un effet mécanique d'arrachement et emporte aussi des produits stabilisés.

5° Le mercure, au moment du dépôt sur les tables, peut s'échapper avec la pulpe si l'ouvrier préposé à la surveillance n'est pas vigilant. En coulant sur l'amalgame déjà déposé, il devient aurifère et disparaît avec les tailings.

L'amalgame très fin emporté par la pulpe chemine parfois très longtemps avec elle. On en a retrouvé à plusieurs kilomètres de l'usine du Nizi, lors du « clean-up » des tables d'une drague qui excave le gravier de la rivière du même nom, dans laquelle on lâchait les pulpes à faible teneur.

L'or rouillé, l'or cuivreux, les particules d'amalgamation, ainsi que le mercure plus ou moins aurifère, peuvent être, en grande partie, récupérés grâce à leur densité élevée, à l'aide d'appareils dont la simplicité fait la valeur.

L'or encore enrobé dans la gangue, réputé jusqu'à présent comme irrécupérable, a pu être capté par un procédé que nous avons mis au point récemment et sur lequel nous reviendrons ultérieurement.

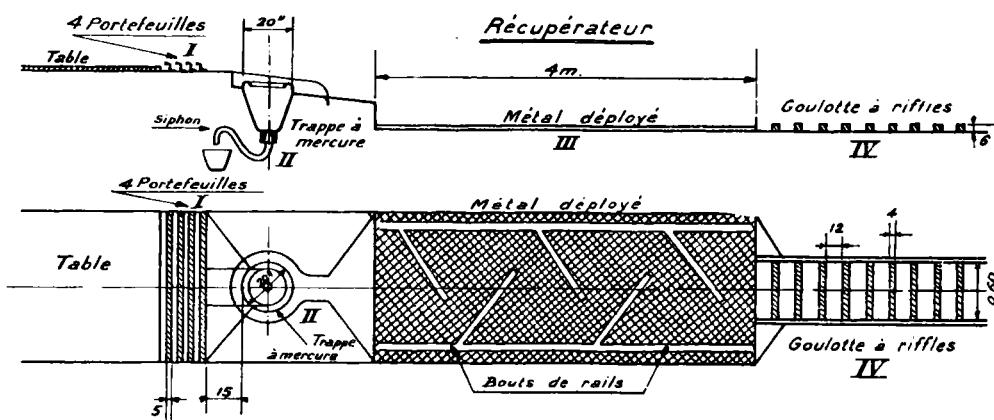
A la sortie de chaque table, nous présentons sur le chemin de la pulpe une série de poches (I) formées d'une tôle de fer-blanc mince pliée en forme de Z, comme le montre le schéma n° 34.

Ces cavités, ressemblant à une succession de portefeuilles, sont placées transversalement aux tables et forment des rainures dans les-

quelles les particules lourdes d'or, de mercure ou d'amalgame fin viennent s'accumuler. (Photographie n° 13.)

La trappe à mercure classique (II), bien connue, leur fait suite. C'est une chicane verticale qui permet à l'amalgame, au mercure, aux sables noirs de se concentrer dans le fond du pot, d'où ils sont évacués par le bouchon taraudé remplacé avantageusement par un siphon à débit continu.

La trappe à mercure débite sur une table rectangulaire (III) en bois ou en ciment, sur laquelle on a étendu soit une couverture de laine, soit



CROQUIS N° 34. — Vue en détail du croquis n° 35.

du tapis de coco, soit du velours côtelé, maintenu en place par du métal déployé, dont les diagonales des losanges ont respectivement 42 et 10 mm. de longueur.

Diverses usines belges livrent ces feuilles aux dimensions courantes de  $1,21 \times 2,43$  m. environ.

Ce métal déployé est lui-même maintenu sur la table par des bouts de rails de voies Decauville.

Il faut exactement cinq minutes pour enlever la couverture ou le tapis de coco du fond et en remettre un autre. Le temps d'arrêt du moulin est donc réduit au minimum.

La table ainsi garnie déverse la pulpe dans un collecteur dont le fond est muni de riffles (IV) et qui débute dans une grande et nouvelle trappe à mercure (V). A la suite de celle-ci, la pulpe passe encore sur une série de tables (VI) établies en cascade et garnies de métal déployé.

On offre ainsi par moulin une surface captante de 82,50 m<sup>2</sup> avec des parties à pente réglable suivant la nature du mineraï ou de l'or qui passe.

Dans certaines usines, les tables du dernier récupérateur, au lieu d'être placées en cascade sont mises en éventail. La première déverse dans deux autres; chacune de celles-ci déverse dans trois, et ainsi de suite suivant la place disponible.

Ce système a également donné de bons résultats. -

L'introduction des récupérateurs se traduit dans chaque usine par une notable augmentation du rendement en or récupéré. C'est ainsi qu'à l'usine de Kanga les rendements ont été de 50 % en 1929 (année sans récupérateur), 62 % en 1930 (année de transition) et 74 % en 1931 (année avec récupérateurs).

**CLEAN-UP DES RÉCUPÉRATEURS.** — Le fonctionnement de ces appareils est basé sur l'alluvionnement des matières en suspension dans l'eau. S'ils sont simples ils ont le défaut d'être discontinus.

Les « clean-up » successifs et obligatoires auront donc pour but, non seulement de récupérer l'or déposé, mais également de nettoyer et par conséquent de renouveler le pouvoir d'alluvionnement.

Actuellement, nous cherchons à rendre ces récupérateurs continus; leur mise au point se poursuit avec succès.

Les portefeuilles, la table avec son métal déployé, ainsi que la trappe à mercure à la base des tables, sont nettoyés tous les jours, le collecteur à ripples et la grande trappe à mercure tous les huit jours; la cascade de tables avec métal déployé est purgée toutes les quinzaines.

Les sables récoltés sont souillés par des matières lourdes telles que bouts de fil de cuivre provenant des détonateurs employés à la mine, fragments de fer provenant soit des pics d'abatage, soit de l'usure des mâchoires de concasseurs, soit de celle des chemins de roulement et des meules du chilien.

Pour recueillir un amalgame et un mercure propres, toutes ces boues sont amenées dans un bac dont le fond est constitué d'un tamis fin fil, maille 12, recouvrant une plaque argentée, amalgamée.

Une arrivée d'eau constante oblige le sable à passer à travers le tamis; les gros éléments sont arrêtés et mis à part pour repasser au moulin.

Les sables sont tamisés sous l'eau et malaxés à la main sur la plaque argentée.

Toutes les demi-heures on arrête le tamisage et l'on enlève l'amalgame et le mercure qui se sont fixés à la table.

Cette façon de procéder a donné d'excellents résultats, mais à l'usine du Nizi toutes ces opérations sont supprimées et sont remplacées par un traitement au « grinding pan ».

Pour une usine broyant 10,000 tonnes de minerai par mois et produisant 30 kg. d'or environ, la perte en mercure n'est pas supérieure à 6 kg., soit donc 6/10 de gramme par tonne broyée ou 200 gr. par kg. d'or produit.

Actuellement, le taux moyen de récupération sur minerai à teneur moyenne, c'est-à-dire contenant 3 à 5 gr. d'or total, s'élève à 70 %.

Des recherches ont montré qu'un pourcentage important du métal précieux perdu était libre; mais par suite de sa très grande finesse, il ne vient pas en contact avec la surface mercurielle, qui est voilée par le quartz gros.

On peut forcer ce contact en installant au-dessus des tables une pluie d'eau, dont le but est de créer des remous et des chocs au sein de la lame de pulpe et d'obliger ainsi les fines particules d'or à toucher l'amalgame.

Il ne faut pas perdre de vue que chaque gramme d'or étant disséminé, par exemple pour une pulpe à une teneur de 5 gr., dans 200.000 gr. de minerai, il est compréhensible que malgré toutes les précautions prises une partie de cet or échappe encore à l'amalgamation.

On conçoit, d'autre part, que les pertes sont variables d'un minerai à un autre. C'est le rôle du laboratoire de les rechercher et de les mettre en évidence.

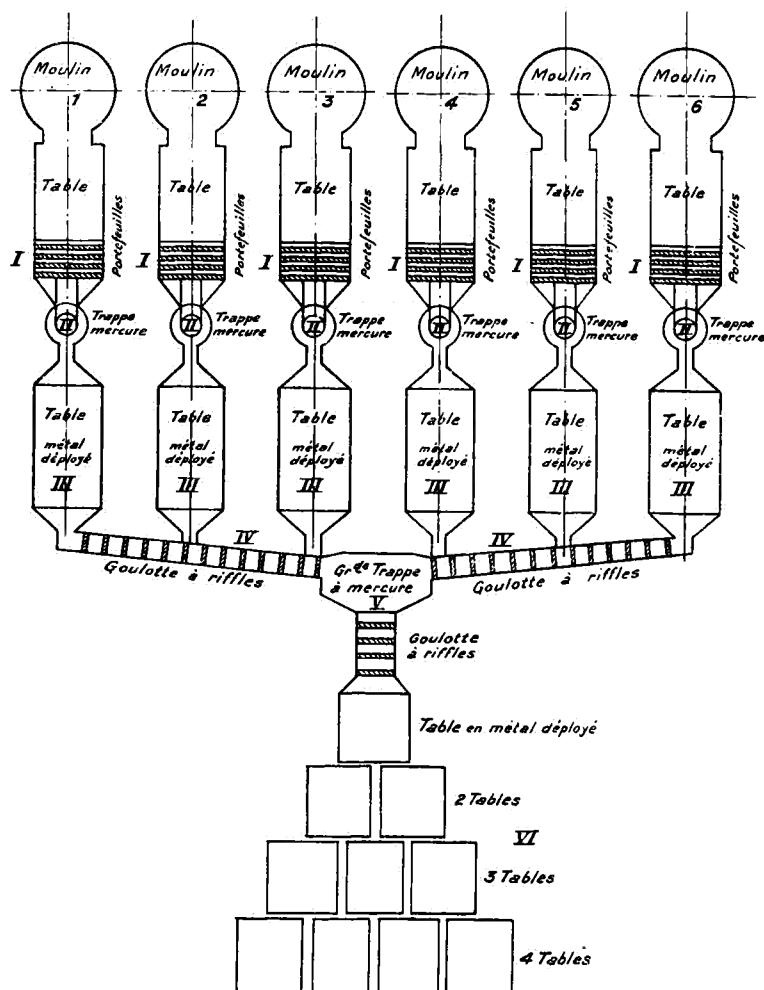
Les documents statistiques tirés de l'activité des différentes mines montrent, dans le tableau n° 5 ci-contre, les changements apportés par les récupérateurs dans l'appauvrissement des teneurs de tailings et dans la consommation de mercure.

Certaines mines fournissent des minerais où, à côté de l'or très fin, il existe de l'or pépitique où la proportion de cuivre varie de 5 à 10 %.

TABLEAU N° 5  
CONSOMMATIONS DE MERCURE POUR DIFFÉRENTES USINES ET POUR LES ANNÉES 1929-1930-1931-1932

USINES	1929				1930				1931				1932			
	ANNÉE SANS RÉCUPÉRATEUR.				ANNÉE DE TRANSITION.				ANNÉE AVEC RÉCUPÉRATEURS (mise en marche).				ANNÉE AVEC RÉCUPÉRATEURS (en marche normale).			
	Tonnage broyé.	Perte Hg. kilos.	Porte Hg. p/T. gr.	Tonnage broyé.	Perte Hg. kilos.	Porte Hg. p/T. gr.	Tonnage broyé.	Perte Hg. kilos.	Porte Hg. p/T. gr.	Tonnage broyé.	Perte Hg. kilos.	Porte Hg. p/T. gr.	Tonnage broyé.	Perte Hg. kilos.	Porte Hg. p/T. gr.	
Usine Nizi . . . . .	63.349	149,300	2,4	46.606	71,317	1,6	53.312	87,064	1,6	82.935	75,850	0,9				
Usine Tsi . . . . .	24.746	108,300	4,3	49.770	90,770	1,8	152.381	129,194	0,8	169.363	75,700	0,4				
Usine Kanga . . . . .	55.559	132,558	2,4	79.937	71,600	0,9	115.712	83,298	0,7	129.204	104,660	0,8				
Tonnage total . . . . .	143.654 T.			176.313 T.			321.405 T.			381.502 T.						
Perte tot. en Merc.	390.158 K.			333.587 K.			399.556 K.			256.210 K.						
Valeur tot. Merc.	39.000 fr.			23.000 fr.			30.000 fr.			26.000 fr.						
Valeur Merc. p.T.	0,27 fr.			0,13 fr.			0,09 fr.			0,06 fr.						

Ajoutons qu'en 1932, les récupérateurs ont produit 238 kg. d'or fin valant 5.416,400 francs, soit donc une valeur récupérée supplémentaire de fr. 16,80 à la tonne, par rapport à 1929.



CROQUIS N° 35. — Disposition des récupérateurs d'une usine de traitement comportant six moulins chiliens (type Tsi-Kanga) (voir photographie n° 6).

Cet or est très lent à s'amalgamer, car ces pépites ont une tendance à glisser sur les tables d'amalgamation sans y être retenues.

Lorsque la provenance de cet or rouillé ou cuivreux est bien repérée, on doit traiter le minerai de ces gîtes spéciaux dans des unités séparées et surveiller plus attentivement l'amalgamation ou le traitement en général.

Dans ce cas, on munit les usines ou parties d'usines qui traitent de tels minerais, d'une table amalgamée, dont la partie supérieure est garnie d'un tapis de coco ou de velours côtelé recouvert de fer déployé.

Les pépites sont arrêtées, l'or fin continue son chemin avec la pulpe et s'amalgame sur la partie de la table non recouverte.

L'entraînement mécanique de l'amalgame se produit également sous l'effet du roulement des gros fragments de quartz. Ceux-ci peuvent s'échapper du moulin par un placement défectueux des tamis ou suite à des trous d'usure dans ceux-ci, qui se déclarent le plus souvent au poste de nuit, alors que la surveillance se ralentit.

La simple constatation du passage de pierrailles sur une table exige l'arrêt immédiat du moulin pour un examen minutieux des tamis.

**DIMENSIONS DES TABLES.** — Nous avons déjà mentionné que par expérience il faut 1 m. de largeur de table pour un débit de 2 t. 1/2 de matière sèche broyée à 0,9 mm. et mise en suspension dans 15 tonnes d'eau par heure.

Dans les usines où l'on traite du quartz presque pur avec des éluvions très quartzeux, une table suffit par moulin.

Dans celles où l'on traite des phyllades siliceux et où le tonnage horaire dépasse 4 tonnes, plusieurs tables d'amalgamation sont nécessaires par moulin.

**APPLICATION RATIONNELLE DE L'AMALGAMATION.** — Ce procédé simple peut s'appliquer au traitement de nombreux gisements et être surveillé par un personnel qu'on initie rapidement aux différents tours de main.

Cependant, ajoutons qu'il est le plus dangereux, car il permet aisément des disparitions clandestines, puisqu'on peut distiller l'amalgame dans un pot indigène suivi d'un vieux canon de fusil à piston.

Il est donc recommandé de couvrir les tables d'un grillage cadenassé, la clef se trouvant en possession du capita de chaque équipe.

Soit dit en passant, les procédés donnant le plus de garantie contre tout vol sont ceux où le métal fin n'apparaît qu'en fin d'opération, lorsque celle-ci se passe dans un local fermé où fort peu de personnel y est occupé. (Nettoyage des boues provenant des boîtes à zinc dans le procédé par cyanuration, ou lors de l'amalgamation au « grinding pan ».)

**ALIMENTATION D'EAU AUX USINES.** — Lorsqu'on peut y amener l'eau naturellement (cas des mines et usines de Kanga et ancien Nizi-Mokou-Kosekia), on fait une économie de force motrice par tonne broyée et l'on réduit, dans une certaine mesure, les immobilisations.

Lorsque ce n'est pas possible, il faut construire de puissantes stations de pompage.

L'usine du Tsi est actuellement alimentée par quatre pompes centrifuges, attaquées directement par des moteurs triphasés, 220 V. A.C.E.C.; 100 HP; C.A.P. 65 3.000 t/m, capables de refouler à 240 m. de hauteur, au moyen de deux conduites de plus de 2.400 mètres de long, d'un diamètre de 150 mm., un débit total de 130 m<sup>3</sup>/heure.

Celui-ci assure la marche de six chiliens ayant broyé respectivement en 1929, 1930, 1931, 1932 : 24.747 t.; 49.770 t.; 152.381 t.; 169.363 tonnes de mineraï. Chaque mètre cube d'eau refoulé consomme 1,25 KW et coûte fr. 0,51. Par tonne broyée la dépense s'élève à fr. 3,06.

On peut évidemment éviter le refoulement de l'eau en faisant descendre le mineraï par plan incliné. C'est un système qui est condamné par l'expérience, car en pays de montagne et sous les tropiques, lorsque les précipitations dépassent 25 mm. d'eau par vingt-quatre heures sur des pentes de 15° à 20°, les plans inclinés ne tiennent pas.

Par contre, une conduite de refoulement bien posée ne demande pas d'entretien, n'exige que peu de surveillance et permet de conserver une grande hauteur disponible en aval de l'usine de traitement pour tout procédé subséquent au retraitement des tailings, comme nous le verrons ci-après.

#### **CONTROLE DES ELEMENTS DU PRIX DE REVIENT DES CENTRES PRODUCTIFS**

1° FORCE MOTRICE. — Celle-ci est mesurée par la quantité d'électricité consommée, ce qui permet d'établir le coefficient d'utilisation des appareils broyeurs.

Des wattmètres enregistreurs sont installés sur le circuit à basse tension de chaque centre productif; ils indiquent jour et nuit la fréquence des arrêts de tous les moulins. Ils donnent aussi la durée des déclenchements du réseau lorsqu'ils sont arrêtés indépendamment de la volonté du Service métallurgique.

Les usines utilisent actuellement 85 % du total de la force motrice maximum qu'elles peuvent absorber.

2° TONNAGES. — Sur le carreau de chaque usine des compteurs humains ou mécaniques de wagons de minerai ont été installés.

Un pont à peser détermine le poids du minerai mis en œuvre.

A l'aide d'une telle documentation, on possède des données précises sur le tonnage traité par chaque usine.

Ces chiffres sont de plus contrôlés par le Service minier, qui fait connaître également, fin de mois, son cube excavé.

Une réduction à variation saisonnière est imposée pour l'humidité contenue dans chaque espèce de minerai. Le laboratoire la détermine d'ailleurs une fois par décade.

3° TENEURS DES MINERAIS. — Des échantillons moyens sont pris quotidiennement à l'alimentation de chaque moulin, ainsi qu'aux tailings définitifs de chaque usine.

Ces échantillons, après réduction sur place à un poids convenable, sont envoyés au laboratoire, qui détermine l'or total et, éventuellement, l'or résiduel amalgamable.

4° ÉLÉMENTS COMPTABLES. — L'activité des usines est également suivie de très près par le Service du prix de revient et par le Service des approvisionnements.

Le premier centralise tous les renseignements qui lui sont donnés par les différentes activités productives. Il les comptabilise et répartit les sommes ainsi obtenues sur les différents postes d'exploitation.

Le second surveille les sorties de magasin et veille à la réquisition des rechanges et besoins divers en temps utile.

#### **DISTRIBUTION ET SURVEILLANCE TECHNIQUE EUROPEENNE DES CENTRES PRODUCTIFS FILONIENS**

La mine de Moto ne possède plus, en 1932, qu'une usine de traitement par broyage et amalgamation.

Elle est établie à Dubele et fonctionne avec trois moulins chiliens. Un ingénieur des mines consacre une partie de son temps à sa surveillance, sans le concours d'un service métallurgique spécial.

Les mines de l'Uele sont tenues régulièrement au courant des amé-

## 90 TRAITEMENT DES MINERAIS AURIFÈRES D'ORIGINE

liorations apportées aux installations de Kilo et les appliquent à Dubele si les circonstances locales le permettent ou l'exigent.

Le service métallurgique de Kilo contrôle, néanmoins, à distance cette usine de traitement, comme celles désignées ci-après.

*Groupe du Nizi-Tsi.* Il comprend :

1° Nizi, une usine de quatre moulins chiliens;

2° Nizi, une usine de concentration pour le traitement des minérais spéciaux, dont nous décrirons l'installation et le fonctionnement dans un chapitre ultérieur;

3° Tsi (10 km. du Nizi), une usine de 6 moulins chiliens.

*Groupe de la division Ouest,* comprenant :

1° à Kanga, une usine de 10 chiliens;

2° à 6 km. de ce centre une usine broyant des tailings alluvionnaires à l'aide de deux chiliens.

Les deux centres Nizi et Kanga sont distants de 60 kilomètres.

## SURVEILLANCE DES CENTRES PRODUCTIFS

**PERSONNEL EUROPÉEN.** — Toutes les installations métallurgiques en général sont dirigées par un ingénieur-chef responsable, assisté d'un ingénieur-adjoint qui s'occupe spécialement de la marche de l'usine centrale de traitement.

Les chiliens du Nizi et du Tsi sont surveillés respectivement par des chefs de moulins et entretenus par le personnel des ateliers généraux.

Les moulins de Kanga, visités périodiquement par le chef de service, sont placés sous les ordres d'un ingénieur des mines, assisté d'un ingénieur métallurgiste, aidé de deux mécaniciens exclusivement affectés à l'entretien des chiliens.

**ÉQUIPES DE COULEUR.** — Les usines fonctionnent jour et nuit. Trois équipes sont nécessaires; chacune d'elles comprend : un capita chef, deux sous-capitas, un pour la paire et un pour les moulins. Une équipe

compte également un ou deux graisseurs, un ou deux surveillants de tables, un échantillonneur et un électricien. A côté de ces équipes un groupe de travailleurs est préposé à l'entretien. Ce sont eux qui effectuent les démontage et remontage hebdomadaires des moulins. On trouve également dans chaque usine quelques boys qui veillent au « clean-up » et au nettoyage des appareils récupérateurs.

Par unité chilien et par 24 heures, il faut en moyenne 25 travailleurs. Quand le nombre des chiliens dépasse six, l'équipe précédente peut descendre à 18 unités.

La répartition de la main-d'œuvre est contrôlée par des contre-appels exécutés soit par le chef du service métallurgique, soit par un délégué du service comptable.

**RAPPORT SUR LA MARCHE DE L'USINE.** — Chaque chef d'usine remet chaque décade au chef de service la répartition de sa main-d'œuvre, la liste des pièces de rechange consommées, les heures de chômage respectives des moulins pour entretien courant, grosses réparations, « clean-up », remplacement des pièces diverses à mettre hors service, manque de force motrice ou d'eau, etc.

Le chef de moulin consigne en général, dans un rapport circonstancié, tous les incidents et accidents qui se sont produits au cours du mois.

**CONTRÔLES DIVERS.** — Les bons de sortie des pièces de rechange des magasins généraux sont visés par le chef de service et contrôlés par le chef du service approvisionnements, lequel centralise les différentes sorties et s'entend avec son collègue pour les réquisitions de matériel à faire en Europe.

Des inspections comptables fréquentes viennent également contrôler les existences de matériel en service.

---

## TROISIEME PARTIE

### TRAITEMENTS COMPLEXES

---

#### **TRAITEMENT DES MINERAIS RICHES DE SURFACE**

**MINERAIS A OR LIBRE.** — Ceux-ci se trouvent dans les parties minéralisées du filon, situées au-dessus du niveau hydrostatique.

L'expérience a montré que le broyage au chilien avec tamis à gros fil, sauf pour certains minérais contenant exclusivement de l'or en grosses paillettes, donne une récupération en métal qui est rarement supérieure à 75 %.

Par conséquent, le traitement d'un quartz riche, en admettant qu'il ne contienne pas de sulfure aurifère, donne des tailings à 5 gr. si la teneur d'origine est de 20 gr. à la tonne.

Ces tailings constituent encore un minerai intéressant pour un traitement ultérieur au tube mill, où le rendement de récupération est beaucoup plus élevé par suite de l'élévation de la finesse de broyage.

Dans ce cas, les chiliens où les stamps mills interviennent comme appareils dégrossisseurs préparant le minerai pour une phase nouvelle et subséquente (deuxième amalgamation et flottation).

Le traitement du minerai riche de surface ou des minérais mixtes comprend donc un premier broyage analogue à celui décrit pour minérais à teneurs modestes.

**OPPORTUNITÉ DE L'EMPLOI DES STAMPS MILLS.** — Si le moulin chilien est l'appareil convenant le mieux pour les minérais argileux, il s'efface complètement devant le bocard ou Nyssen stamp mill, créé pour le traitement des minérais essentiellement quartzeux.

Si d'autres appareils ont été employés à certaines périodes pour le broyage des minerais résistants, le bocard a toujours joui, dans toutes les installations importantes, d'une grande faveur auprès des métallurgistes, car il travaille économiquement et avec un grand rendement.

Son entretien, sa surveillance, son réglage sont aisés. Le bocard a le grand avantage de pouvoir être précédé d'un distributeur automatique de fonctionnement simple. La quantité de minerai admise dans son mortier est en rapport avec les besoins. Le souci de la surveillance constante de l'alimentation est donc écarté, surtout lorsqu'on emploie des travailleurs de couleur.

Les statistiques prouvent que 75 % de la production mondiale de l'or sont donnés par le broyage du minerai au bocard. L'emploi de cette machine est d'ailleurs généralisé dans le Rand.

Avant l'introduction des Nyssen stamp mills dans le Sud de l'Afrique, en 1911, 600 Nyssen étaient en activité en Amérique, et depuis cette période 300 autres furent installés dans d'autres districts miniers du monde.

L'attention des ingénieurs fut d'ailleurs rapidement attirée sur l'avantage que présentaient les appareils lourds sur ceux qu'offraient les bocards du type léger.

L'accroissement du poids des pilons californiens à cinq flèches ne pouvait se faire que par une augmentation des dimensions des tiges et de leurs accessoires, ce qui entraînait un changement complet dans les dimensions des mortiers et dans l'installation des ateliers de broyage.

D'autre part, l'augmentation de poids des tiges et des appareils connexes élevait, d'une façon sensible, la position du centre de gravité des batteries californiennes, ainsi que le régime des vibrations, déjà très important pour une installation qui donne 23.040 coups à l'heure.

La solution fut donc trouvée dans l'indépendance des pilons d'une même batterie avec le renforcement des dimensions des mortiers et des poids tombants.

Les hauteurs de chute furent conservées; le nombre de coups par minute fut augmenté de quelques pour cent, tandis que le « falling weight » varia aux essais jusqu'à 20 %.

A tonnage et à finesse de broyage égaux, on constata une réduction

de 30 % dans la puissance nécessaire, ce qui eut une répercussion heureuse : 1° sur le coût de la force motrice par tonne broyée; 2° sur l'importance des installations de transmission.

On remarqua, en outre, une diminution de 40 % dans la consommation d'acier par tonne broyée, fait qui attira fortement l'attention des métallurgistes installés à grande distance des voies ferrées ou des ports.

Vu en coupe verticale, le mortier d'un Nyssen est identique à un mortier californien à cinq pilons. La différence consiste dans son individualité et dans sa forme circulaire.

Le tamis de décharge, dont les mailles sont semblables à celles des tamis de chilien, est placé à la même distance des pilons que dans l'ancien bocard, mais avec un champ de décharge plus grand.

D'autre part, dans le genre Nyssen, chaque mortier étant indépendant, après chaque coup de pilon un certain calme renaît dans la pulpe ne passant pas encore à travers le tamis. Il s'ensuit que pendant la remonte du pilon la pulpe non encore suffisamment pulvérisée redescend des parois intérieures de l'appareil pour se placer au fond du mortier, sous le pilon qui va incessamment tomber.

Dans un bocard californien, un trouble continu persiste dans le mortier sous l'effet des projections des pilons tombant alternativement.

Des bris fréquents de boîtes californiennes ont été constatés, soit par défaut de matière, soit sous l'effet des coups de pilon tombant en dehors du centre de figure de la boîte. Au contraire, le coup dans le Nyssen est centré et ne peut jamais porter à faux.

Dans ce dernier appareil, le poids du sabot et de la surcharge est de 57,5 % du « falling weight » pour le type de 2.000 £. Ce fait localise la réaction due à la chute brusque, à la partie inférieure de la masse tombante, et non dans la tige, ce qui évite le bris très préjudiciable de celle-ci.

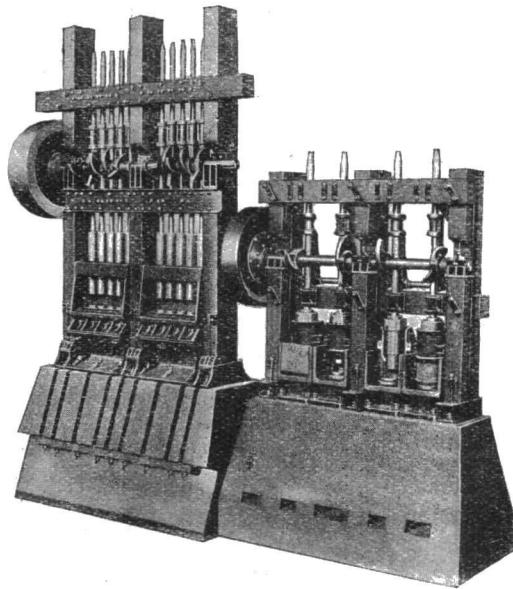
Le cliché n° 36 reproduit ci-après montre les différences principales d'aspect entre le type californien et le Nyssen stamp mill et illustre les grandes lignes de ce que nous venons d'exposer.

En 1923-1924, ayant apprécié les avantages du Nyssen, nous lui avons donné la préférence au modèle californien à cinq pilons.

Nous y étions également obligés pour des raisons de transport, car à

ce moment les moyens de communication et de manutention permettaient difficilement de dépasser 1.000 kg. dans le colisage de nos expéditions.

**DESCRIPTION DU NYSSSEN STAMP MILL.** — Une batterie Nyssen stamp mill (voir croquis ci-contre) est donc composée exclusivement de quatre pilons qui sont soulevés alternativement par un arbre à cames. Celles-ci viennent frapper, suivant une cadence déterminée, un menton-



*Cliché communiqué par Head Wrightson, Stockton-on-Tee.*

**CROQUIS N° 36.** — Aspect d'une batterie californienne à cinq pilons et d'une batterie de Nyssen stamp mill à quatre flèches battant dans des mortar box séparés.

net fixé sur la tige de chaque pilon. La levée des pilons provoque une chute libre dans le mortier qui pulvérise le mineraï.

Les batteries se caractérisent par l'importance du poids tombant. Celui-ci est formé du haut en bas par la tige, le carcan de frappe, le carcan de masse, la masse fixe et le sabot.

L'ensemble de ces appareils est figuré schématiquement au croquis n° 37.

Les poids pour les deux catégories de batteries sont indiqués en livres anglaises au tableau n° 6 ci-après.

Les tiges ont 5 pouces (127 mm.) de diamètre et dix pieds de long. Nous les faisons construire par l'industrie belge, en acier S. M. 90 kg.

Elles s'emboîtent dans une ouverture centrale pratiquée dans les masses par leurs extrémités tournées en tronc de cône, lesquelles servent tour à tour suivant l'usure. Les ateliers généraux de la mine possèdent un tour susceptible de retourner les extrémités refoulées à l'usage. Le diamètre des tiges est standard avec celui des pilons californiens.

Les carcans de frappe dénommés « tappets » ou encore « mentonnets » sont en acier coulé. Des cales pénètrent dans des ouvertures où elles forcent contre une came qui appuie sur la tige.

TABLEAU N° 6  
DECOMPOSITION DES POIDS DES « FALLING WEIGHT » DANS DEUX CATEGORIES  
DE NYSSEN STAMP MILL

Numéros.	PARTIES	Batterie de	
		1.750 lbs.	2.000 lbs.
1	Tige . . . . .	652	652
2	Carcan de frappe . . . . .	271	271
3	Carcan de masse . . . . .	31	31
4	Masse . . . . .	548	798
5	Sabot . . . . .	248	248
		1.750	2.000

La position des « tappets » est corrigée suivant l'usure du sabot et du dé, de manière à conserver la hauteur de chute constante.

Les dimensions du carcan de frappe sont standard pour tous les bocards.

La friction de la came contre leur partie plane inférieure provoque une rotation de toute la partie tombante.

Ce fait est utile, car il provoque une usure normale du sabot, qui, sans cette précaution, pourrait s'user obliquement et provoquer des bris de tiges par suite de coups de frappe excentriques.

Le carcan n'est qu'une pièce accessoire.

La masse ou « boss-heads » est une pièce en acier coulé qui s'assemble à la tige par un trou conique et à la queue du sabot par une ouverture centrale de même disposition.

La simple friction des parties en contact suffit pour les rendre solides sans danger de séparation pendant le battage.

Lorsqu'il y a lieu d'en séparer la tige ou le sabot, on enfonce des coins dans des fenêtres prévues dans ce but.

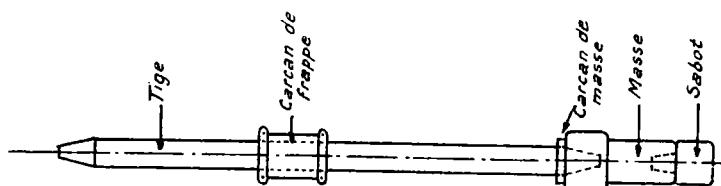
Le « boss-heads » est une pièce qui ne se remplace que par suite d'accident grave arrivant à la batterie.

Les sabots sont cylindriques, surmontés d'un tronc de cône tourné qui entre dans la masse ou « boss-heads ».

Ces sabots sont en acier spécial au nickel-chrome que nous fournit l'industrie belge.

Ils répondent à la composition suivante : résistance 90 kg.; dureté Brinell 280.

Neufs ils pèsent 90 kg. Lorsqu'ils sont retirés du service leur poids



CROQUIS N° 37. — Schéma montrant l'assemblage du Falling-Weight d'un Nyssen stamp mill.

est de 18 kg. L'usure est donc de 80 % (voir croquis n° 38 ci-contre).

Le « falling-weight » tombe sur des dés fixés au fond du mortier (voir croquis), fabriqués de la même matière que les sabots.

De l'état neuf à celui usagé ils passent de 58 kg. à 26 kg. Ils perdent donc 62,5 % à l'usage.

Les « tappets » sont relevés successivement par des cames doubles fixées sur un arbre.

Celui-ci est une pièce délicate qui doit être fabriquée avec beaucoup de soin. On emploie un acier Siemens-Martin, avec une charge de rupture de 64 kg. par mm<sup>2</sup>, allongement 20 à 22 %, dureté Brinell environ 160.

La matière sera absolument exempte de défauts, car elle est soumise à un régime de vibrations intenses dues aux chocs répétés.

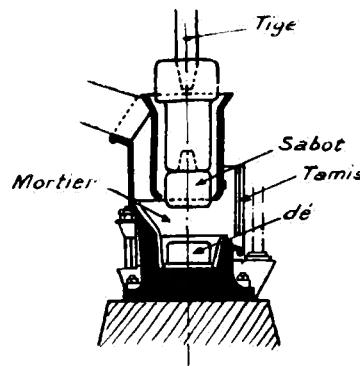
Sa pose doit être bien faite dans les paliers, dont la ligne d'axe sera respectée.

Nos batteries (photographie n° 16) sont réglées pour tourner à 48 tours par minute. Elles donnent 23.040 coups à l'heure ou 552.960 par jour.

Pendant le même temps les bocards californiens frappent 720.000 coups dans le cas de mortier à cinq pilons et 1.440.000 lorsqu'un seul arbre commande les dix cames de deux batteries jumelées.

Il y a donc moins de chocs pour le même travail utile dans un Nyssen, ce qui a une influence énorme sur la conservation des arbres à cames.

L'examen microscopique des aciers provenant d'arbres cassés après un temps normal de service a démontré la cristallisation très poussée de



CROQUIS n° 38. — Coupe par un mortier de Nyssen stamp mill.

la matière. Le bris survient principalement entre la poulie d'attaque et la première came, après un an et demi de marche.

Le poids d'une telle pièce est de 420 kg. C'est la raison pour laquelle son prix est très élevé.

Les cames sont en acier coulé à composition spéciale. Elles sont à deux branches, soit à droite, soit à gauche, et pèsent 130 kg. La courbure résulte d'une suite de courbes partielles dont la principale est une développante de cercle.

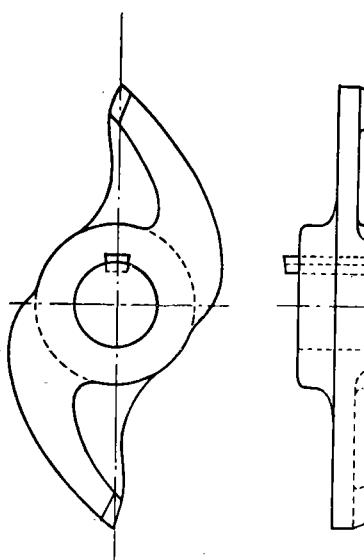
Pour équilibrer les efforts latéraux provoqués par la poussée latérale des cames sur les « tappets », on les combine alternativement à droite et à gauche.

Les cames sont rendues solidaires de cet arbre au moyen de cales spéciales. Anciennement elles étaient prismatiques (voir croquis n° 39

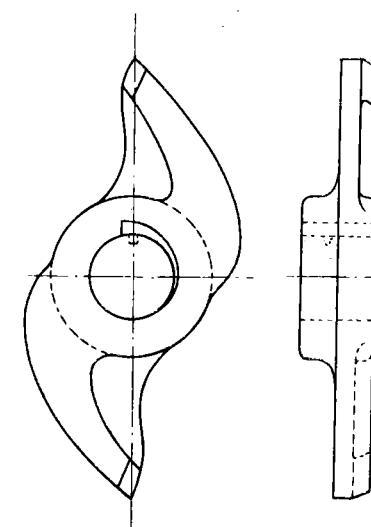
ci-contre), mais la rainure faite obligatoirement dans l'arbre pour introduire la cale s'arrondissait à la longue.

Actuellement, les cames sont fixées par des cales hélicoïdales, en bronze, retenues sur l'arbre par un simple teton. Ce système est de sécurité et a donné d'excellents résultats (voir croquis n° 40 ci-contre).

La forme de la came doit provoquer l'élévation du « falling-weight » suivant un mouvement uniforme qui se traduit par une droite dans un



CROQUIS N° 39. — Came avec cale prismatique de Nyssen stamp mill.



CROQUIS N° 40. — Came avec cale hélicoïdale de Nyssen stamp mill.

diagramme où les abscisses représentent les secondes et les ordonnées les hauteurs.

La chute se fait sous l'influence des lois de la pesanteur. Dans ces conditions le diagramme est une parabole modifiée quelque peu par suite des résistances dans les guides des tiges.

Le temps de chute est plus court que celui pendant lequel l'élévation se produit.

Dans le cas d'un stamp mill californien donnant 100 coups par minute, ayant une hauteur de chute de huit pouces, le temps d'élévation se fait en 25 secondes, la chute en 2,2 secondes, en retard de 0,16 seconde sur la chute libre théorique.

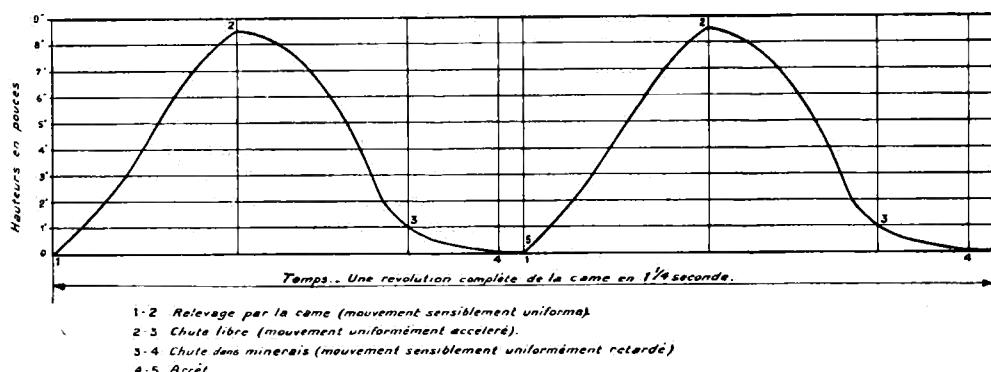
Le début de la nouvelle élévation ne commence que 1,3 seconde

après la fin de la chute, de sorte que deux élévations successives se font à 6 secondes d'intervalle.

L'immobilité n'est que relative pendant le temps de 1,2 seconde, car l'élasticité du dé et du sabot entre en jeu, dont les effets sont amortis partiellement par le matelas de pulpe.

Nous donnons ci-contre le diagramme n° 41 relatif à la marche de nos Nyssen.

Le volant de la batterie est en bois segmenté et de construction spéciale; elle est semblable à celle des pilons californiens. Nous avons néan-



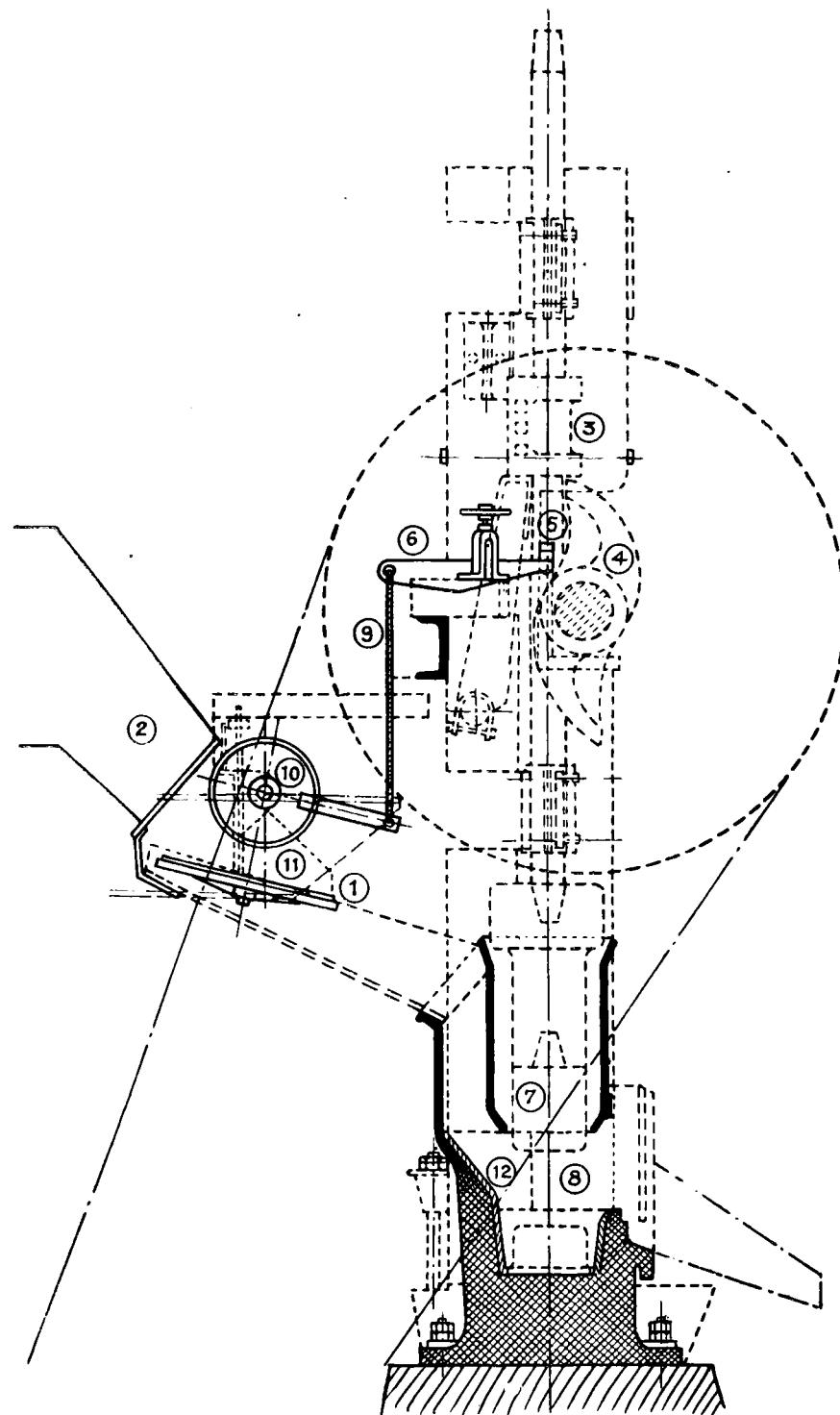
CROQUIS n° 41. — Diagramme montrant les mouvements d'une flèche de Nyssen pendant une révolution de l'arbre à came d'un Nyssen stamp mill.

moins essayé l'emploi d'une poulie en acier coulé, mais par suite du régime intense des vibrations elle est souvent décalée et sert de pièce de secours.

Les paliers de l'arbre à came sont en fonte ou en acier. Ils sont de construction très simple et d'une surveillance facile.

Chaque flèche possède un distributeur automatique (voir croquis n° 42 ci-contre). Le type « challenge » installé est formé d'un plateau (1) tournant, placé au-dessous de l'ouverture inférieure de la trémie (2), sur lequel le mineraï glisse sous l'effet de la pesanteur.

Ce plateau est mis automatiquement en mouvement lorsque la quantité de mineraï contenue dans le mortier du Nyssen est trop faible. A cet effet on a disposé sous le mentonnet (3) commandé par les cames (4) un doigt (5) muni d'un tampon en caoutchouc placé à l'extrémité d'un levier (6). Lorsque le sabot (7) descend trop bas dans le mortier (8), le



CROQUIS N° 42. — Dispositif automatique d'alimentation d'un Nyssen stamp mill.

doigt est heurté et l'extrémité du levier actionne une chaîne (9) qui entraîne une roue dentée (10), laquelle fait tourner le plateau.

Une charrue (11), qu'on peut disposer à volonté sur ce dernier, règle le débit et oblige le minerai à tomber dans le mortier par suite de la rotation de ce plateau.

Pour régler la quantité de minerai à admettre en plus ou en moins, il suffit de placer le doigt commandé par le mentonnet plus ou moins haut, en ajoutant à volonté des épaisseurs en caoutchouc.

Le mortier du bocard est blindé complètement intérieurement par trois pièces (12) en acier manganèse 12-14 %, facilement interchangeables, ce qui rend la durée des mortiers pratiquement illimitée.

Il n'est pas indiqué de placer à l'intérieur de ces derniers des plaques spéciales amalgamées, car la violence de la projection de la pulpe vient arracher tout dépôt éventuel d'amalgame.

Une batterie comprend en outre une tuyauterie d'amenée d'eau. Celle-ci est conduite à la sortie du distributeur automatique et est réglée pour une dilution moyenne de 6 pour 1 de sec.

**INSTALLATION D'UNE BATTERIE.** — Le poids total d'une unité de 2.000 £ de « falling-weight », en ordre de marche, est de 10 tonnes.

Les fondations sont à soigner spécialement, aucun mouvement, aucun tassement ne devant se produire.

Les premiers Nyssen du Nizi furent posés en 1923 sur 8,5 m<sup>3</sup> de bois rouge en grumes équarries à 0,60 m. de côté et ayant 6 mètres de longueur.

Placées verticalement sur des phyllades de moyenne consistance et entourées de sable et de gravier, les têtes des grumes ont été recouvertes par un grand dé de béton riche, d'une forme appropriée.

La seconde batterie est entièrement posée sur un massif de béton.

Les deux solutions donnent entière satisfaction.

Sur la fondation est fixée une charpente soutenant les guides des flèches et les coussinets de l'arbre à cames, ainsi qu'une passerelle de service.

Elle est constituée par des madriers en bois extrêmement dur et renforcée par une ossature métallique.

Il y a lieu d'être très sévère dans le choix des grumes au cours du sciage.

Pour donner une idée de la résistance des bois indigènes lorsqu'ils sont sciés en forêt et séchés doucement, nous dirons que la charpente de la première batterie installée en 1924 n'a nécessité, jusqu'ici, que le remplacement du pilier central.

En avril 1933, le restant de la charpente de la batterie est encore pratiquement intact.

Le mineraï tel qu'il sort de la mine passe dans un concasseur Blacke 8"×12", actionné par un moteur de 15 HP, qui réduit le mineraï à la dimension de 25 mm. A la sortie du Blacke le quartz est repris par un convoyeur qui le mène dans la trémie en charge sur les bocards.

Cette trémie a une capacité de 80 tonnes, ce qui permet l'arrêt de nuit à la mine et au concasseur et le fonctionnement continu de la batterie.

Une telle installation alimentée exclusivement en quartz, concassé préalablement à la grosseur d'un pouce, peut broyer 2 tonnes, soit donc 500 kg. par flèche-heure. L'analyse criblométrique du produit obtenu donne les résultats ci-après :

Au-dessus de	20 mesh	11 %	Au-dessus de	150 mesh	8 %
" "	60 "	22 %	" "	200 "	6 %
" "	100 "	14 %	Au-dessous de	200 "	39 %

Chaque batterie est entraînée par un moteur de 30 HP-A. C. E. C. du type C. A. C. V. 60, l'attaque se faisant exclusivement par courroie sur grande poulie en bois, le tout devant avoir une élasticité de commande très efficace.

Le débit de quatre pilons est réparti sur deux tables d'amalgamation semblables à celles placées à la suite des chiliens.

La meilleure dilution pour les bocards est de 6 d'eau pour 1 de mineraï en poids.

Comme pour les moulins chiliens, les tables sont suivies des dispositifs de récupération et nous n'insistons pas à leur sujet, car ils ont été décrits longuement dans les lignes précédentes. Ceux-ci ne sont évidemment pas nécessaires quand on traite des minérais réfractaires devant passer à la flottation.

MINERAIS RÉFRACTAIRES A L'AMALGAMATION. — Nous avons exposé, dans un chapitre précédent, que la découverte des gisements filoniens est souvent précédée d'une prospection systématique sur gîtes éluvionnaires. Le décapage des éluvions donne parfois des indications précieuses pour le repérage du passage des filons en place.

Lorsque ces gîtes plongent profondément au-dessous du niveau hydrostatique, le minerai quartzeux aurifère se trouve à l'état non altéré et l'or qu'il contient n'est pas amalgamable, ou l'est avec un rendement médiocre.

Jusqu'à présent, nous n'avons pas rencontré de minerai franchement tellureux, quoique les concentrés de flottation en contiennent des traces. Sous le niveau hydrostatique l'or semble être simplement associé à la pyrite.

Un traitement par cyanuration semblait tout indiqué; il fut néanmoins écarté pour les raisons déjà exposées antérieurement.

OPPORTUNITÉ DU FLOTTAGE. — Nous avons donc été amenés à rechercher un traitement simple pouvant s'appliquer non seulement aux minérais réfractaires de profondeur, mais aussi aux tailings stockés provenant du broyage de minérais riches, sur lesquels l'influence du mercure n'avait été que partielle.

Une longue étude de laboratoire faite en Europe pendant deux années par M. Sporcq et nous-même, et dont les résultats furent confirmés par des essais semi-industriels, nous a amené à envisager la construction d'une usine spéciale pour le traitement de minérais réfractaires au mercure.

Une première série d'expériences exécutées sur les tailings anciens avait démontré que tout l'or était inclus et non combiné à la pyrite ou autres composés sulfurés.

Dans ce cas, la flottation, après un rebroyage, était le procédé qui s'imposait en vue de l'obtention d'un haut rendement dans la récupération, surtout en présence d'une gangue siliceuse.

Ces traitements spéciaux par flottation ont pris d'ailleurs, au cours de ces dernières années, un développement remarquable.

Dans les mines de l'Australie occidentale, les teneurs décroissant

fortement en profondeur, on enregistre un relèvement dans la prospérité de ces mines par l'emploi de la flottation suivie de grillage.

En 1929, on a fondé une compagnie nouvelle pour le traitement d'un stock de 2.550.000 tonnes de tailings anciens ne contenant que 1,89 gr. d'or fin, soit donc une valeur de 45 francs à la tonne, dont seulement la moitié est considérée comme récupérable.

La mine Wiluna, la plus importante de l'Australie, traite mensuellement 40.000 tonnes à l'aide d'une installation comprenant des tubes mills, des machines de flottation, un grillage au four Edwards et cyanuration subséquente.

A la mine de Kennedy, en Californie, on flotte un mineraï provenant d'un tout-venant contenant 4,5 gr./tonne, donnant un concentré à 150 gr. et un tailing à 0,5 gr.

En augmentant la finesse de broyage (100 mailles), soit dans l'ordre de grandeur de notre méthode, les tailings de cette mine ne contiennent plus que des traces.

Un des grands avantages du flottage résulte de la possibilité d'effectuer au laboratoire des essais préalables permettant de fixer les conditions les plus avantageuses pour traiter un mineraï flottable donné; or, ces essais donnent des résultats qui peuvent être conservés et souvent améliorés dans leur application à grande échelle (<sup>1</sup>).

Aux premiers essais, le mineraï des filons de la mine du Nizi s'est révélé éminemment flottable et avec très peu de réactif.

La quantité de sulfure contenue dans le quartz du filon Nizi I est très faible; elle varie de 0,1 à 1 % maximum, avec une moyenne générale de 0,4 %.

Le sulfure pur contient 3 kg. d'or à la tonne; le mineraï de départ a donc une teneur variant de 3 à 30 grammes d'or par tonne et la moyenne totale du gisement a été reconnue à 12 grammes.

En général, dans les ateliers de flottation on concentre dans le rapport de 1 à 10 ou de 1 à 30 et au maximum de 1 à 50.

Dans notre cas, il fallait obtenir le maximum de concentration et travailler autour d'un rapport voisin de 1 à 250.

---

(<sup>1</sup>) FRÉDÉRIC PIRLOT, ingénieur A. I. L. G., *Revue universelle des Mines*, t. IX, n° 1, 8<sup>e</sup> série, janvier 1933, p. 15.

Après plusieurs expériences, exécutées sur le quartz du filon N<sub>1</sub> du Nizi, il a été reconnu que l'on pouvait y arriver en passant par l'intermédiaire de trois machines de flottation.

Cependant, les résultats industriels de notre atelier de flottation ont démontré que le coefficient de concentration atteignait 2.000 pour des minerais provenant de l'ensemble des exploitations ayant déjà subi deux amalgamations successives, l'amalgame aureux échappé des tables flottant avec la plus grande facilité.

**PHASES ET BUT DE L'ATELIER DE FLOTTATION.** — Une première machine, appelée dégrossisseuse, concentre le mineraï dans le rapport de 1 à 20; une seconde, appelée première finisseur, travaille le concentré fourni par la première dans le rapport de 1 à 4. Enfin, une deuxième finisseur, grâce à l'apport d'un peu d'acide sulfurique, accentue encore les premiers résultats fournis par la première finisseur dans le rapport de 1 à 3.

Nous arrivons donc à une concentration totale, dont le rapport est de 1 à 240 (ces rapports de concentration sont évidemment donnés pour un mineraï moyen).

Rappelons que pour les minerais de profondeur, la quantité d'or amalgamable variait avec la finesse de broyage. Cette obligation servait admirablement la flottation, vu que plus le mineraï est faiblement minéralisé, plus grande doit être la division de la pulpe à flotter.

En broyant très fin, nous savions, à priori, que nous dégagions de l'or libre contenu dans la pyrite. Une partie de ce métal se joint au concentré de la dégrossisseuse, le restant suit les tailings.

Pour éviter ou diminuer cette perte, nous avons été amené à placer entre l'atelier de surbroyage et celui de la flottation une seconde phase d'amalgamation.

Pratiquement, pour passer de la dimension moyenne du tout-venant fourni par la mine à la finesse de 150 mailles, le mineraï en roche, essentiellement quartzeux, est soumis à trois opérations successives :

1° concassage au Blacke 8"×12" qui l'amène à passer à l'anneau de 25 mm.;

2° dégrossissage aux bocards, qui le porte à la finesse de 20 mailles;

3° broyage en circuit fermé, tube mill, Dorr-classifier, qui l'amène dans un « overflow » à la finesse de 150 mailles.

A sa sortie du bocard, le mineraï subit une première amalgamation; il y cède donc une partie de son or libre.

L'« overflow » sortant du Dorr est de nouveau amalgamé sur des tables standard, grâce à une pluie d'eau judicieusement répartie, ou par laminage de la pulpe sous des rideaux de cotonnade, ou des rouleaux en caoutchouc, ou sous l'influence de chutes occasionnées par des escaliers ménagés dans les tables.

A la suite de ces deux amalgamations successives, la pyrite est fortement appauvrie et les pertes en or libre, dues au départ des tailings de flottation à la première dégrossisseuse sont de l'ordre de 0,4 gr./tonne.

Une partie de cet or sera d'ailleurs encore récupérée à l'aide d'appareils spéciaux qui viennent d'être mis récemment au point.

L'expérience a montré que l'or libre n'est pas facilement flottable, mais que l'amalgame aureux ( $Hg^2 Au$ ) flotte aisément sous l'effet des mêmes réactifs que ceux employés pour les sulfures.

En conséquence, lorsque notre mineraï a été soumis à deux amalgamations successives, l'or libre qui a échappé à ces deux opérations est plus ou moins enrobé de mercure et dans cet état il est facilement porté par les mousses produites dans les cellules des machines.

C'est également la raison pour laquelle nous introduisons un peu de mercure dans les tubes mills lorsque la pulpe est destinée à être dirigée vers la flottation.

CATÉGORIES DE MINERAIS POUVANT ÊTRE TRAITÉS A L'USINE DE CONCENTRATION. — L'usine nouvelle devait également traiter, avec ou sans flottation, tous les minérais dont la teneur justifiait une deuxième amalgamation après le passage aux tubes mills.

A titre de rappel ces catégories sont les suivantes :

1° *Minérais riches entièrement oxydés.* C'est le cas le plus simple et le moins onéreux.

En général, pour les minérais des deux gisements du Nizi et du Tsi, le rendement de l'amalgamation est voisin de 90 % lorsque le mineraï a été broyé à la finesse de 100 mailles standard.

Après le passage du mineraï, soit aux bocards, soit aux chiliens, il subit une première amalgamation. Il passe ensuite aux tubes mills et aux Dorr classifiers, d'où il en sort à une finesse déterminée par l'expérience. Amalgamé une seconde fois, son tailing, dans la généralité des cas, est rejeté à la rivière, car sa teneur n'est plus économiquement intéressante.

*2° Minerais riches mixtes.* Comme nous l'avons exposé précédemment, certains minerais situés au-dessus du niveau hydrostatique et spécialement au milieu de la partie quartzeuse de certains filons peuvent avoir subi, beaucoup moins que d'autres, l'action des eaux oxydantes. Dans ces conditions, ils contiennent, à côté de l'or libre, des sulfures aurifères non encore altérés.

Pour ce cas spécial, il est évident que deux amalgamations successives, à différentes finesse suivies de flottation, sont tout indiquées pour l'obtention d'un rendement élevé dans la récupération du métal.

*3° Tailings des exploitations anciennes.* Les minerais riches de surface, traités de 1920 à 1930 aux chiliens et ceux broyés aux bocards avant la construction de l'usine de concentration, ont laissé des tailings riches qui furent stockés spécialement. Cette réserve contient encore actuellement 1.000 kg. de métal contenu dans 250.000 tonnes de sables, passant au tamis de 20 mailles.

Chaque tonne de ces tailings anciens contient environ 4 gr. d'or fin, 2 gr. d'argent et 2 à 3 gr. de mercure. Environ 60 à 75 % de l'or qu'ils contiennent est amalgamable; 40 à 25 % sont inclus dans des pyrites plus ou moins oxydées.

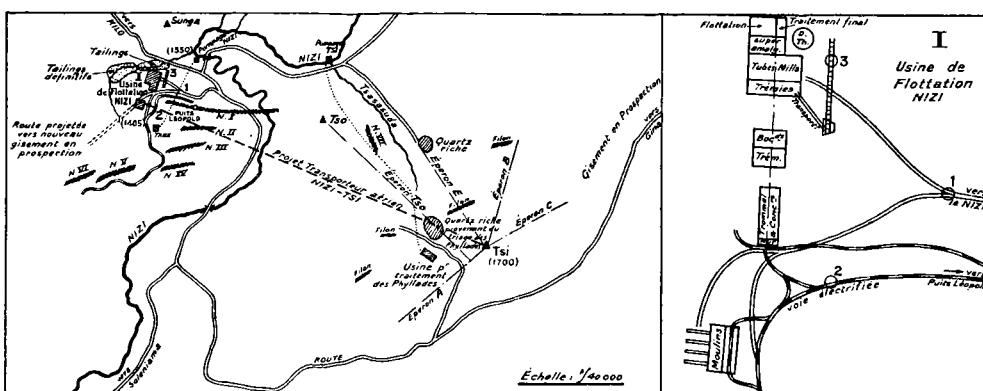
Comme pour le mineraï d'origine profonde, le traitement comprend : superbroyage à 150 mailles, amalgamation, puis flottation; vu la présence de mercure dès l'origine, il n'est pas nécessaire d'en ajouter dans les tubes mills.

*4° Minerais non altérés.* Le traitement de ceux-ci a été longuement décrit antérieurement. Rappelons qu'ils sont composés de quartz pyriteux, avec or inclus dans les sulfures. Comme ci-dessus le traitement prévoit : broyage, deux temps d'amalgamation, puis flottation.

*5° Minerais éluvionnaires argileux à teneur modeste.* Les pulpes proviennent de quatre chiliens installés au-dessus de la nouvelle usine.

Lorsque l'amalgamation faisant suite aux chiliens laisse de l'or, ces pulpes peuvent être mélangées à des pulpes plus riches et suivent le même traitement que celles-ci.

**PHASE DE TRAITEMENT DANS L'USINE DE CONCENTRATION.** — En 1924, l'installation de la première batterie de bocards s'était inspirée d'une extension future et d'un traitement subséquent. Aussi aucune difficulté n'a été rencontrée pour la pose des nouvelles machines à un niveau inférieur. Le passage d'une phase aux suivantes se faisait par simple gravité.



CROQUIS N° 43. — Schéma topographique montrant les exploitations filoniennes reliées à l'Usine de concentration.

L'usine reçoit ses produits de différentes sources. Un plan incliné résistant (3) (voir croquis n° 43 ci-contre) amène en tête des trémies des tubes mills les sables des tailings anciens. La trémie de tête reçoit le tout-venant du puits Léopold, avec lequel elle est reliée par un Decauville à traction électrique (2).

Le prolongement de ce dernier vers le Sud lui apporte les minéraux éluvionnaires ou le quartz des filons N3, N4, N5, N6, exploitées en carrière ou à flanc de coteau.

Enfin, une route (1) venant au stock du tout-venant de tête permet d'y verser les minéraux quartzeux et riches que lui fournissent certains chantiers de la mine du Tsi, situés à 3 km. à vol d'oiseau. Ce transport se fait par gros camions.

Le croquis n° 44 ci-contre montre la situation des sources diverses de minerai auxquelles s'alimente l'usine.

Celle-ci comprend :

1° Quatre chiliens (1) traitant les gîtes éluvionnaires du Nizi, dont la pulpe peut aller entièrement ou par fraction vers un try-pass (croquis n° 45);

2° Une installation de concassage. Le quartz venant, soit du puits Léopold commandant le filon N1, soit des autres filons, est stocké (2) devant un apron-feeder (3), où l'on trie les pebbles qui serviront d'éléments broyants aux tubes mills et où l'on enlève les fragments stériles.

Le minerai passe ensuite dans un trommel classeur (4) qui le répartit en trois catégories :

Le 0-5 mm. se rend directement, par courroie transporteuse (5), à la trémie des tubes mills.

Le 5-25 est conduit par un appareil analogue (6) à la trémie des bocards.

Le plus grand que 25 passe dans deux concasseurs (7) Blacke 8"×12" qui le ramènent à 25 mm; il rejoint la catégorie précédente.

3° Deux batteries de bocards (8); celles-ci concassent ensuite ce quartz à la finesse de 1 mm. environ.

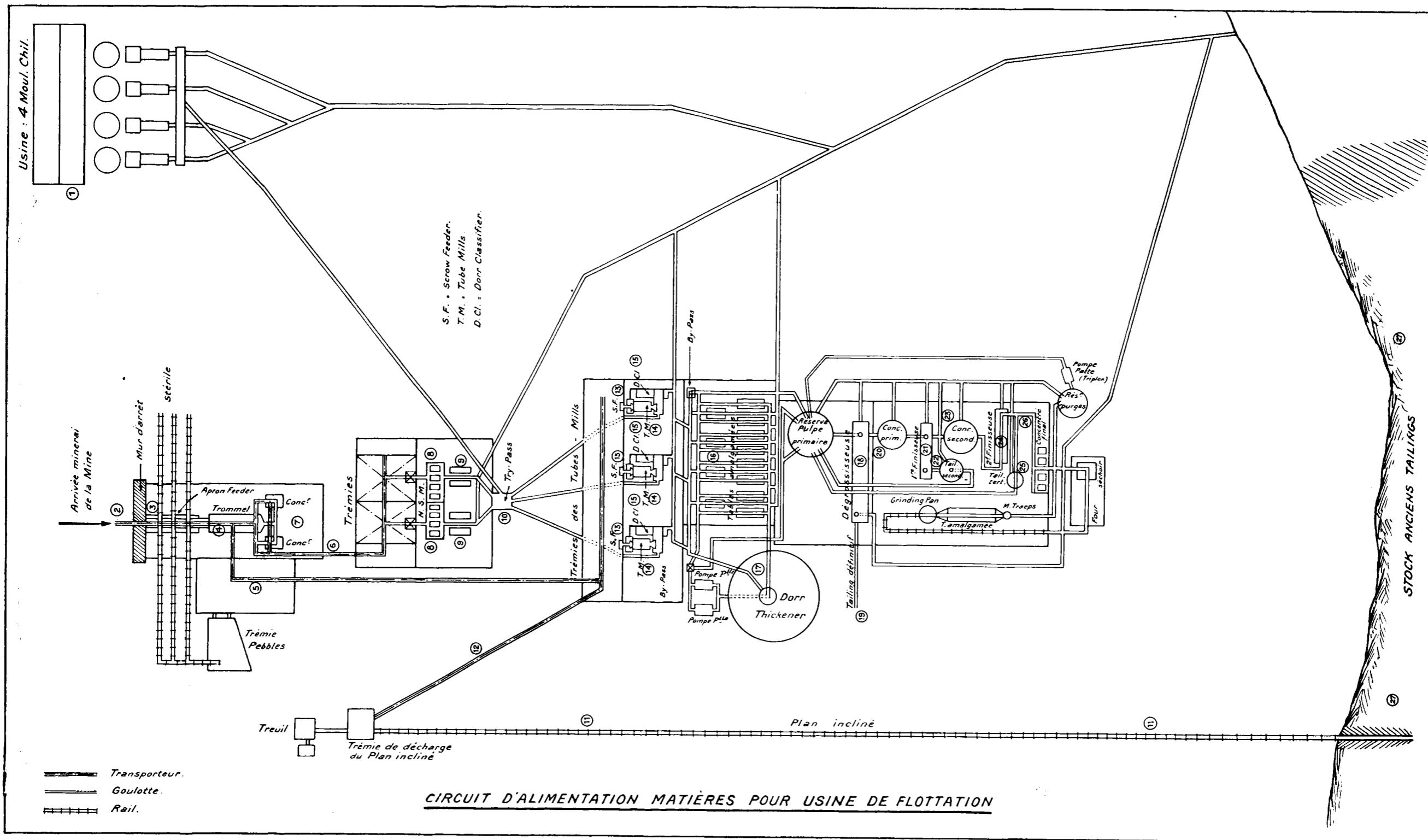
4° Après une première amalgamation (9), il est dirigé entièrement ou fractionnellement vers les tubes mills à l'aide d'un try-pass (10). Cet appareil (voir croquis n° 45) reçoit donc le minerai venant des chiliens et des bocards.

Il possède trois sorties conçues de telle façon que la pulpe des moulins ou des bocards peut être dirigée dans l'un ou l'autre des tubes mills.

Cette disposition permet tous les mélanges de pulpes, dont le traitement se fera à volonté et suivant les circonstances.

5° Élévation des tailings anciens. Ceux-ci sont amenés par un plan incliné (11) qui permet de les verser sur une courroie transporteuse (12) alimentant la trémie des tubes mills.

Des screw-feeders (13) placés à la base de celle-ci distribuent le



CROQUIS N° 44.



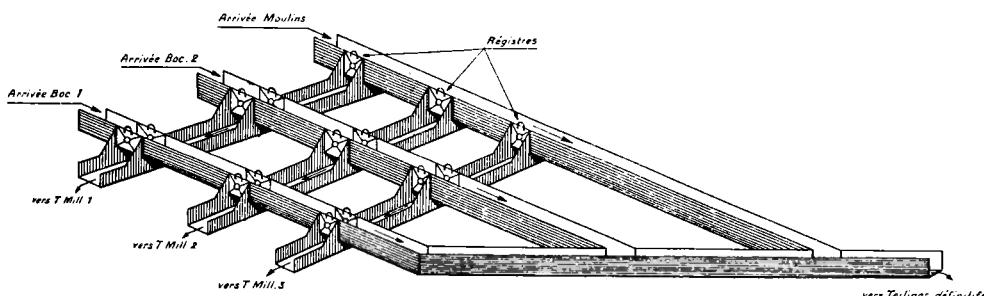
mineraï suivant une cadence déterminée dans les auges d'alimentation des mills.

6° Tubes mills. Dans ces appareils (14) le mineraï passe dans un « overflow », qui seul est évacué de la finesse de 1 mm. à celle de 150 mailles par pouce linéaire.

A cet effet, chaque tube mill travaille en circuit fermé avec un Dorr classifier (15).

Lorsque la pulpe est libérée de ce circuit, elle est à la dilution de 6 pour 1.

7° Deuxième amalgamation et déshydratation. A la finesse de l' « overflow », la pulpe est dirigée ensuite sur une série de tables d'amal-



CROQUIS n° 45. — Try-pass (10 du croquis n° 44) répartiteur de pulpe provenant des bocards ou des moulins chiliens vers différents tubes mills.

gamation (16), puis est menée entièrement ou fractionnellement vers un Dorr thickener (17) qui réduit sa dilution à 3 pour 1, en vue de subir les effets d'une flottation à trois concentrations.

8° Flottation. Pour notre mineraï, il faut trois opérations pour obtenir un rapport de concentration intéressant. Nous employons comme machine le modèle bien connu de la Mineral Separation, avec laquelle nous avons un contrat d'utilisation sous le couvert de la Société Générale des Minéraux à Bruxelles.

Une première machine (18) dégrossit le mineraï et donne le tailing définitif (19); son concentré (20) passe dans une première finisseuse (21) dont le tailing (22) est renvoyé vers la dégrossisseur (18).

Le concentré (23) fourni par cette finisseuse (21) passe dans une

seconde machine (24) dont le tailing (25) est renvoyé en tête de tout le système, tout en débitant un concentré définitif (26).

Celui-ci est ensuite décanté, séché, grillé et est soumis à une amalgamation nouvelle dans un grinding pan.

#### **DESCRIPTION DES PRINCIPAUX APPAREILS**

1° APRON-FEEDER (3). — Les minéraux tout-venant fournis par les mines diverses sont stockés. Un distributeur (1) permet de les déverser au fur et à mesure des besoins sur un apron-feeder (3). Celui-ci est constitué d'une courroie métallique se déplaçant à la vitesse de 12 mètres à la minute (voir croquis n° 46 ci-contre).

Des deux côtés de celui-ci, des travailleurs indigènes enlèvent le stérile ou choisissent des fragments compacts de quartz qui formeront les pebbles devant servir d'éléments broyants dans les mills.

L'apron-feeder débite dans un trommel classeur (4). (Photographie 17.)

Ces deux appareils sont attaqués par le même moteur (2). Celui-ci commande directement le trommel par pignon conique et l'apron-feeder par chaîne Drive.

Les tôles perforées du trommel sont en acier au chrome-nickel; nous envisageons de les remplacer par des toiles de tamis en fil d'acier au manganèse qui donneront :

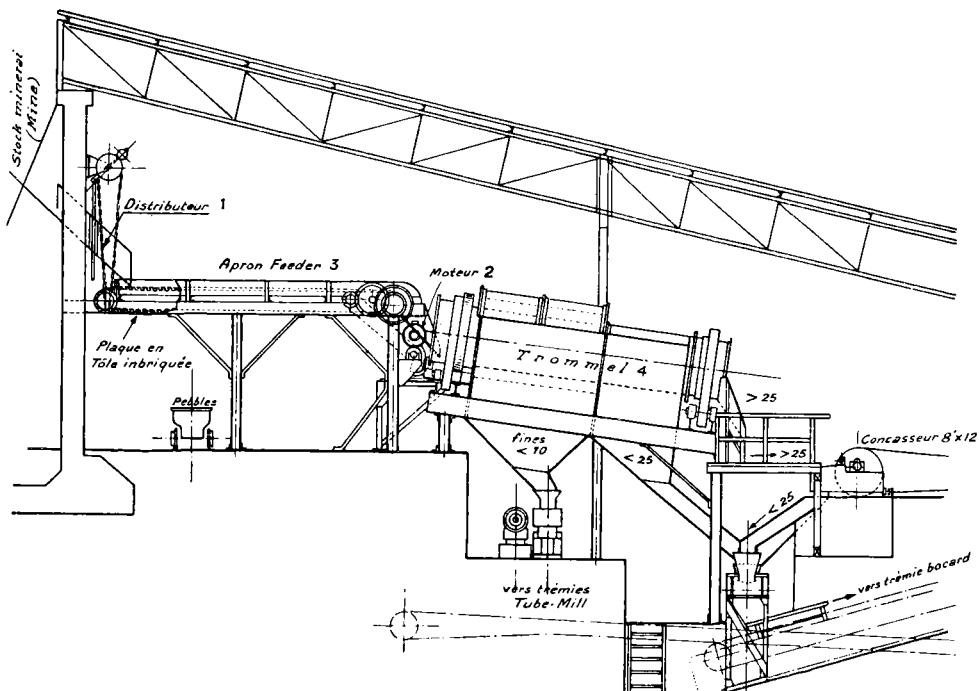
- 1° un plus gros pourcentage d'ouverture;
- 2° un angle de triage de 90°, alors que la tôle perforée ne donne que 60° environ.

2° ÉLÉMENTS BROYANTS DES TUBES MILLS. — L'emploi des boulets d'acier était prohibitif; c'est la raison pour laquelle nous avons choisi le quartz aurifère comme élément d'usure de la pulpe. Dans ce cas les mills ont été construits avec des dimensions plus grandes, afin de contenir une charge de quartz du même ordre de grandeur en poids que celles des boulets d'acier.

Le tube mill à boulets consomme 1.500 grammes d'acier par tonne de minerai, pour le réduire de 1 mm. à 150 mailles.

L'emploi de quartz permet de réduire cette consommation à 150 gr. par tonne. Elle provient de l'usure du revêtement du mill qui, dans les deux cas, est fait en acier spécial (¹).

La marche d'un mill à pebbles est plus délicate que celle d'un appareil semblable alimenté par des boulets d'acier. Néanmoins, lorsque ces engins sont bien surveillés par un personnel compétent, ils donnent d'excellents résultats.



CROQUIS N° 46. — Atelier de concassage, de triage et de répartition installé en tête de l'Usine de concentration du Nizi (Kilo).

**3° TUBES MILLS.** — C'est l'engin essentiel de tout broyage fin et à un prix acceptable (²). (Photographie n° 18.)

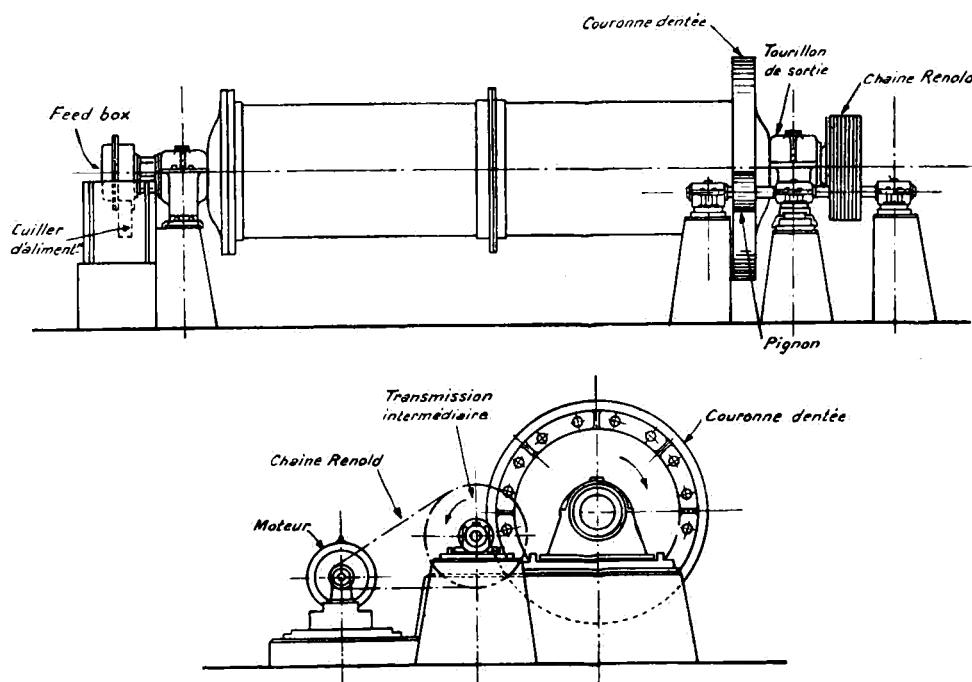
Il fut employé par les mines de l'Ouest de l'Australie pendant la guerre sud-africaine. Ce n'est qu'après celle-ci, en 1904, que le tube mill

(¹) Plusieurs aciéries du Centre viennent de nous fournir des lots d'acier spéciaux au Mn, Cu, Va dont nous attendons le meilleur usage comme revêtement intérieur des tube-mill.

(²) Ces appareils spéciaux nous ont été fournis par Fraser et Chalmers Erith (Kent) dont l'expérience est bien connue dans le Rand et dans les principaux districts aurifères du monde.

s'installa dans le Rand, où son emploi était devenu impérieux par suite du changement de composition du mineraï qui s'opérait avec l'approfondissement des travaux.

Son concours dans notre métallurgie était tout indiqué pour le rebroillage des tailings anciens provenant des chiliens. Il fallait en extraire l'or réfractaire en provoquant l'éclatement des grains de sulfure aurifère que ces pulpes contenaient.



CROQUIS N° 47. — Tube mill à pebbles utilisé à l'Usine de concentration du Nizi (Kilo).

Un tube mill (voir croquis n° 47) est un grand cylindre en tôle d'acier de 5 1/2 feet de diamètre et dont la longueur est de 20 pieds. Le tube mill longtemps standardisé dans l'Afrique du Sud avait le même diamètre et 22 pieds de long.

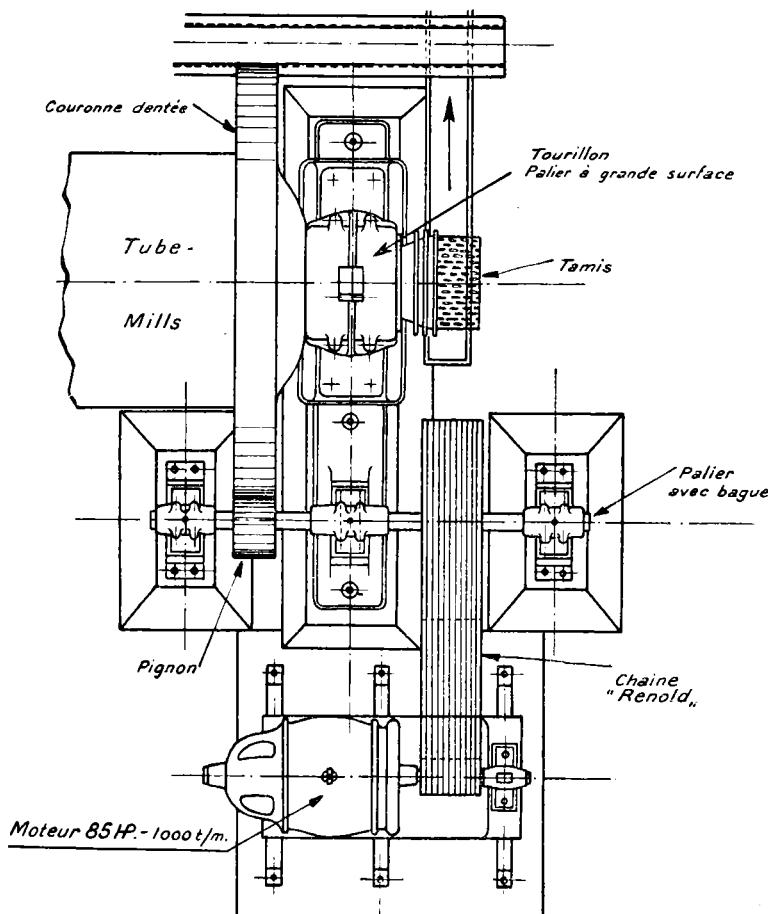
Ce cylindre est fermé par deux fonds nervurés en acier coulé se terminant par des axes creux, tournant dans des coussinets de dimensions en rapport avec le poids à supporter.

Les fonds et la partie cylindrique sont protégés par un revêtement en acier spécial.

Une grande couronne dentée solidaire de l'enveloppe est entraînée

par un pignon, lequel est commandé dans notre cas par une chaîne Renold, en relation avec un moteur A. B. V. 70, de 85 HP, 1.000 tours, A. C. E. C., 220 V. triphasé, 50 périodes.

Il est à remarquer que quand les circonstances le permettent, il est préférable d'employer une courroie en cuir, roko, balata, etc., qui joue



CROQUIS N° 48. — Commande d'un tube mill à pebbles.

le rôle de transmission élastique, laquelle est hautement recommandable pour la mise en rotation de ce cylindre qui, en ordre de marche, pèse près de 30 tonnes.

En régime, le moteur prend 150 Amp. sous 220 V. Au démarrage on constate des pointes atteignant 400 Amp. Le rhéostat du moteur doit donc être très largement calculé, car si un mill a subi plusieurs heures d'arrêt, la masse s'est complètement tassée et le temps de démarrage dure quelquefois 2 à 3 minutes.

La charge comprend : *a)* la matière à broyer, en l'occurrence de la pulpe de bocard; *b)* celle qui broie, formée de pebbles ou fragments de minerais choisis compacts et sans clivage sur l'apron-feeder, comme nous l'avons exposé précédemment.

La division de la pulpe se produit par l'effet des chocs et de l'abrasion des pebbles roulant continuellement sur eux-mêmes, entraînés par la rotation du mill.

La charge, par suite de la rotation, se présente sous une forme différente de l'entrée à la sortie. On a remarqué que l'usure du revêtement est plus prononcée dans le même sens.

Le remplissage doit suivre certaines règles que l'expérience a dictées.

Le travail au tube mill est le plus efficace lorsqu'on tient le niveau supérieur du contenu (pebbles et pulpe) à quelques centimètres du plan horizontal passant par le centre des tourillons.

Dans un tube mill de 22 pieds, le poids total des galets en travail est de 10.500 kg. environ, occupant un volume de 6.233 m<sup>3</sup>, car un mètre cube de ces galets pèse 1.682.750 kg. lorsque leur poids individuel moyen est de 290 gr. au moment où ils ont le volume équivalent à celui d'une sphère de 57,15 mm. de diamètre.

Dans ces conditions, une charge de 10.500 kg. se compose de 36.524 galets, et quand le tube mill est entraîné à raison de 30 tours par minute, on évalue à 65.000.000 le nombre de chocs qui se produisent entre les pebbles en l'espace d'une heure.

En règle générale, le volume total des pebbles doit être légèrement supérieur au cinquième du volume du mill.

Mentionnons que les formules de Darois calculant les caractéristiques des broyeurs à boulets indiquent que la vitesse de ces appareils doit varier en raison inverse de la racine carrée des diamètres; elle doit croître en même temps que le poids des boulets.

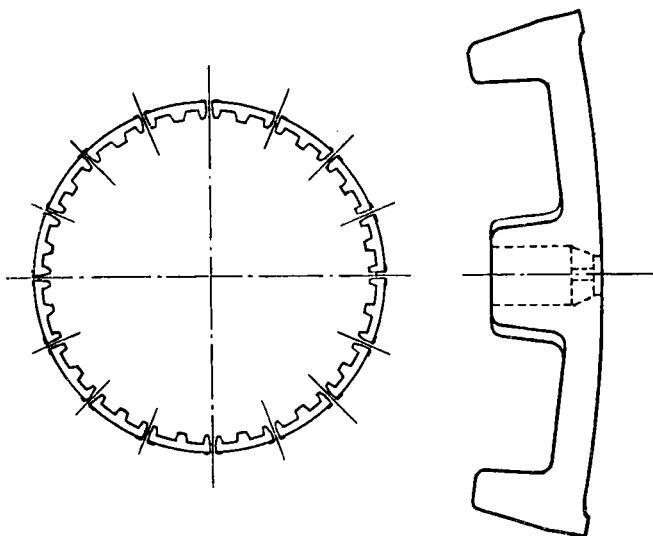
La vitesse de rotation des mills du Nizi oscille entre 28 et 34 tours par minute.

Nous avons donc pu nous maintenir à la limite la plus basse tolérée, ce qui nous a permis, très avantageusement, d'augmenter la durée du

revêtement en acier spécial pesant 8.600 kg., dont le coût de remplacement rendu sur place était un facteur à considérer.

Ce revêtement est en acier au chrome et composé de voussoirs calibrés pour la partie cylindrique du mill et de plaques pour les fonds. Ils sont solidaires des parois à l'aide de boulons.

Les voussoirs en acier sont coulés avec des rainures profondes, comme l'indique le croquis n° 49 ci-contre. Les pebbles viennent s'y coincer, formant donc une protection en quartz à celle en acier.



CROQUIS N° 49. — Revêtement en acier spécial pour tube mill à pebbles. La forme du voussoir permet aux pebbles de se fixer dans les alvéoles. Ces pebbles constituent ainsi un revêtement siliceux protecteur de celui en acier.

Cette gaine en métal doit se remplacer périodiquement suivant le degré d'usure qui se manifeste avec la dureté du mineraï et la vitesse de rotation.

Il est à remarquer qu'avec l'usure du revêtement l'ampérage des moteurs augmente ainsi que le débit.

On accède aux voussoirs par des trous d'homme. Lorsqu'il n'y a qu'une ouverture de l'espèce, il est utile de ventiler l'intérieur du mill avant d'y laisser pénétrer les travailleurs, car l'atmosphère est pauvre en oxygène, par suite de l'oxydation prononcée des parties métalliques décapées.

L'alimentation du tube mill se fait au moyen d'une cuillère qui vient plonger dans une auge en bois.

Le croquis n° 50 ci-contre montre la disposition de cet appareil. C'est dans cette auge que se mélange le sable sec débité par le screw-feeder (13) (voir croquis n°s 51 et 44) et le sable humide remonté par le Dorr (15).

Un robinet, à débit réglable, amène la quantité d'eau nécessaire pour l'obtention de la dilution voulue.

Les pebbles s'introduisent dans le mill par le feed-box (voir croquis n° 50) situé en avant de la cuillère. Ils sont choisis dans le mineraï tout-venant. On prend de préférence les fragments de quartz avec le minimum de clivage et dont les dimensions ne dépassent pas 12 centimètres.

Ils ont l'avantage d'être minéralisés, ce qui n'abaisse pas la teneur de la pulpe, comme cela s'est fait autrefois dans le Rand lorsqu'on utilisait des « flints » stériles d'Europe.

La consommation des pebbles est d'environ 12 kg. pour le broyage d'une tonne de quartz. Elle descend jusqu'à 8-9 kg. pour une tonne de mineraï contenant 50 % d'argile.

L'alimentation des pebbles doit être continue, de manière que leur poids dans le mill reste constant.

Pour que le broyage se fasse normalement, il faut, comme pour un broyeur à boulets d'acier, qu'il y ait des éléments broyants de toutes grandeurs, et c'est la raison pour laquelle il est indispensable de pousser dans le mill des pebbles d'une façon continue et non pas par additions massives.

Dès que l'alimentation en pebbles se fait irrégulièrement, on voit le débit de l'appareil diminuer très rapidement, et s'il y a eu négligence dans la surveillance, il faut quelquefois beaucoup de temps pour rattraper un régime normal.

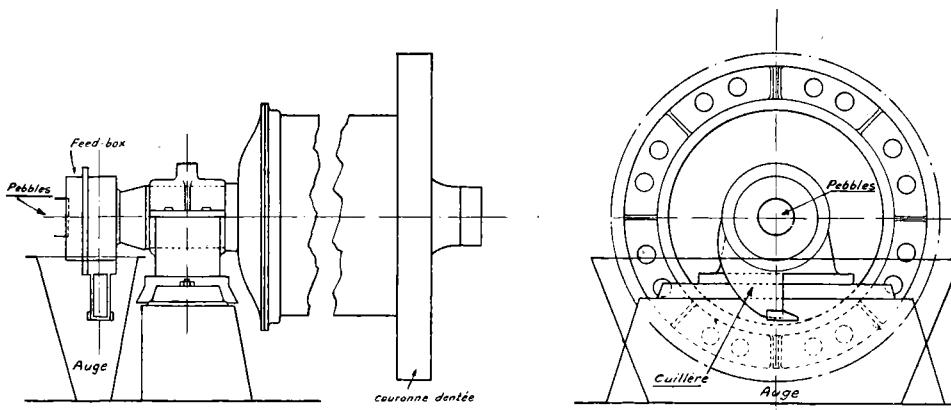
Ce fait motive la présence en permanence d'un surveillant, sur l'expérience et la vigilance duquel repose tout le rendement d'un atelier de broyage.

La quantité et la qualité des pebbles ne sont pas les seuls facteurs qui influent sur la capacité de broyage du tube mill. La dilution de la pulpe joue également un rôle important.

Pour être broyée plus par abrasion que par choc, il faut que pendant le broyage la pulpe soit suffisamment pâteuse pour coller à la surface des pebbles, tout en étant suffisamment fluide pour s'échapper librement par l'orifice de sortie. L'expérience a démontré qu'en poids la dilution voisine de 2 de matière sèche pour 1 d'eau était la plus adéquate.

On mesure cette dilution toutes les heures à la sortie des tubes mills, par la méthode que nous avons décrite à propos de la marche des chiliens.

La pulpe sort à l'autre extrémité du mill, à travers une grille verti-



CROQUIS n° 50. — Alimentation automatique du tube mill à pebbles par cuillère dans une auge à minerai.

cale dont l'écartement des barreaux règle la dimension finale des pebbles (15 mm.).

La pulpe traverse aussi cette grille, puis un tamis circulaire, où elle quitte définitivement les pebbles pour tomber dans un chenal en bois qui la mène dans le Dorr classifier (voir croquis n° 52).

Les pebbles en grenailles retenues par le tamis circulaire tombent finalement dans un récipient et rentrent en fabrication toutes les vingt-quatre heures (300 kg.) à la trémie des bocards.

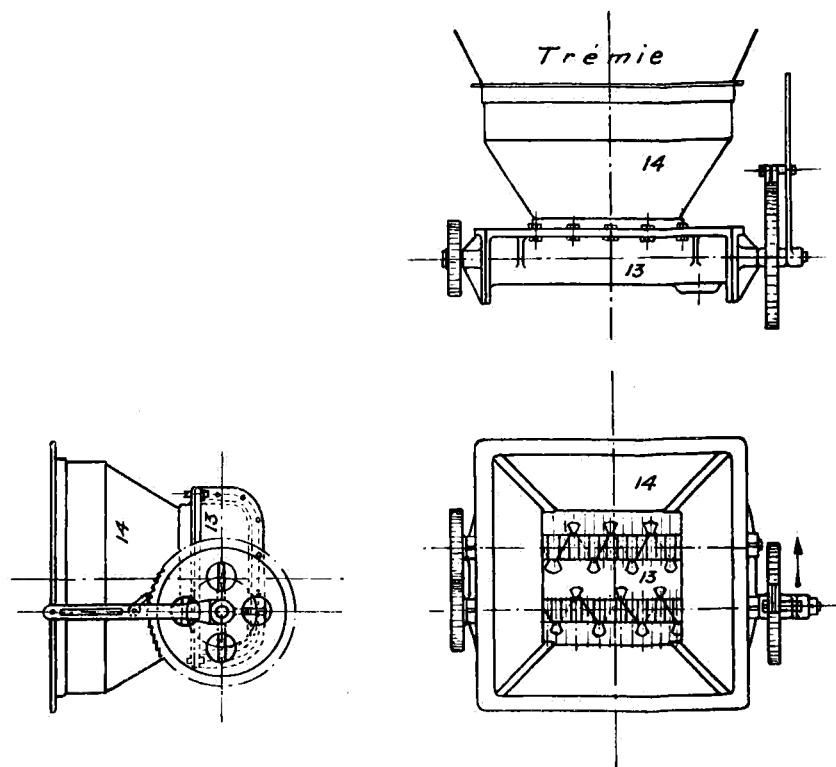
Les mills alimentés en plus petit que 1 mm. devaient, par garantie du fournisseur, débiter au moins 4 tonnes à l'heure à 150 mailles.

Après essais et mise au point, nous avons constaté qu'ils pouvaient en débiter 5 lorsqu'ils étaient alimentés en quartz pur et neuf, avec des éluvions à 50 % d'argile.

Pour arriver à ce résultat, le poids de pulpe en mouvement dans le circuit mill Dorr est de 30 à 40 tonnes-heure.

En effet, l'analyse criblométrique de la pulpe avant son entrée dans le mill et venant, par exemple, des bocards comprend 50 % de matériel passant au tamis de 150 mesh.

Dans sa traversée du mill, ce pourcentage va augmenter et arrive à 70 %. Or, à ce moment, la pulpe tombe dans le Dorr, où elle est soumise,



CROQUIS N° 51. — Screw-feeder ou distributeur automatique de mineraux installé à la base des trémies des tubes mills.

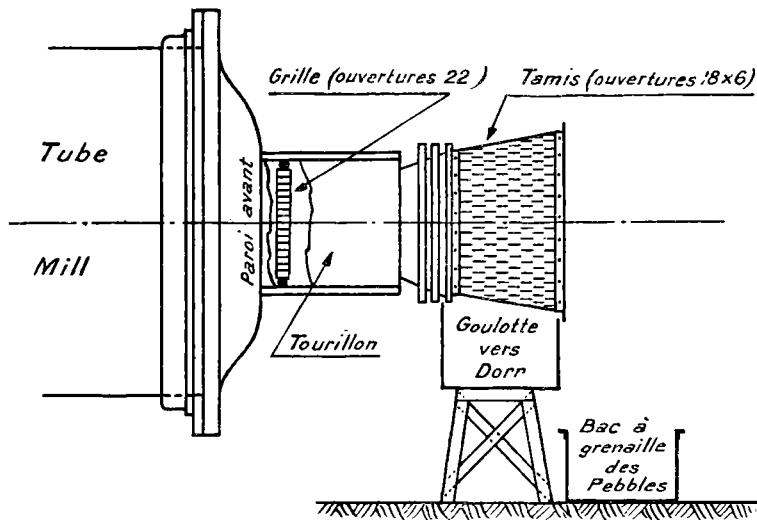
comme nous le verrons ultérieurement, à deux forces, une longitudinale qui tend à entraîner les particules vers la sortie du Dorr, et une verticale, due à la pesanteur des particules.

Les fines sont entraînées dans l'« overflow » et les grosses tombent dans le fond du Dorr. On comprend évidemment que toutes les particules fines qui auraient dû être entraînées ne le sont pas complètement et le Dorr va remonter vers la cuillère du mill une pulpe contenant encore, par exemple, 40 % de plus petits que 150.

Cette pulpe de nouveau passe dans le mill, pour redonner 70 % de plus petits que 150, dont une partie sera à nouveau évacuée par le Dorr.

On comprend que plus la quantité de pulpe en circuit est grande, plus le Dorr débitera et, par conséquent, plus grand sera le rendement du circuit Dorr-tube mill.

Nous dirons qu'il y a toujours intérêt à prendre un Dorr de très grande capacité, permettant la mise en mouvement d'une grande quantité



CROQUIS N° 52. — Sortie du tube mill. Moyen simple provoquant la séparation de la pulpe allant au Dorr classifier et des pebbles usés ayant passé à travers la grille calibrée placée dans le tourillon du tube mill.

de pulpe, afin d'obtenir le rendement maximum du tube mill et, par conséquent, un haut rendement de kilowatts consommés.

Les pulpes sortant des moulins ou des bocards sont donc déversées directement dans le Dorr classifier; une grande partie des argiles fines en suspension sont immédiatement éliminées hors du circuit et ne viennent pas encombrer le mill; leur poids compte néanmoins dans l'aliment de ce dernier.

Suivant que les mills reçoivent des anciens tailings, du quartz ou des minerais argileux provenant des chiliens traitant des éluvions, le débit est variable. Ce fait exige que le chef d'usine ait à sa disposition des

moyens de réglage, afin d'établir des débits constants sur les tables d'amalgamation, ou à la sortie du Dorr thickener.

Le try-pass permet de prendre autant de pulpe que l'on désire, soit aux moulins, soit aux bocards. La pulpe provenant de ces engins respectifs n'est cependant jamais mélangée, pour des raisons que nous exposerons lorsque nous décrirons la flottation proprement dite.

Les quatre chiliens débitent environ 10 tonnes de minerai sec par heure; un tube mill peut en absorber neuf lorsqu'on lui envoie des éluvions broyés. Un dixième du matériel doit donc être dirigé vers un autre mill ou lâché au stérile si sa teneur est modeste. Le try-pass permet ces opérations.

La pulpe des bocards beaucoup plus riche ne peut jamais être abandonnée aux tailings définitifs.

Deux bocards débitent environ 6 tonnes à l'heure, soit donc trop pour un seul mill. Le surplus est dirigé vers le mill voisin, pour lequel on complète l'alimentation par des tailings à 5 gr. des anciennes exploitations, qui se traitent de la même façon que la pulpe des bocards.

Les minerais de la fosse des tailings (27) (croquis n° 44) déposés dans la trémie des mills (14) (voir croquis n° 44) sont repris par des screw-feeder (13) (même croquis). Comme le montre celui de la page 101, cet appareil est constitué par deux vis d'Archimède et commandé par une roue à cliquets.

Celle-ci permet de régler le débit de la pulpe.

En général, nos conducteurs préfèrent régler le screw-feeder pour le débit maximum. Celui-ci est arrêté momentanément lorsque le tube mill est trop chargé.

On compte le temps de fonctionnement, on en déduit le débit maximum. Cette façon de procéder permet de mesurer avec une bonne approximation la quantité de tailings anciens mis en œuvre.

Comme un tube mill chargé, c'est-à-dire contenant sa masse en cours de broyage, pèse environ 30 tonnes, l'installation des trois unités a requis des fondations particulières qui furent mises à l'abri des profondes vibrations du sol, données par les batteries de bocards.

C'est la raison pour laquelle l'axe transversal du bâtiment des tubes mills se trouve à 35 m. de celui des batteries.

Le tout étant à flanc de coteau, nous avons craint, néanmoins, le glissement vers l'aval de tout le massif des fondations.

En conséquence, nous avons posé celles-ci sur quatre pieux en béton de 1<sup>m</sup>25 de diamètre et de 14 m. de profondeur, ayant leur base sur le bon terrain situé sous la couche éluvionnaire argileuse.

Nous avons obtenu ainsi toute la sécurité voulue.

Malgré les vibrations, l'ensemble bocards et tubes mills est en activité depuis vingt-huit mois, sans aléa.

Les principales pièces de recharge du tube mill sont : les chemises d'entrée et de sortie, les blindages de fond, les protections cylindriques en acier El Oro (<sup>1</sup>). Le remplacement des chemises et des blindages de fond doit être prévu tous les dix mois. L'El Oro peut durer plus si l'on prend soin de les retourner au bout d'un an, ou de changer le sens de rotation de l'appareil. Ces « linings », toujours activement décapés par la pulpe en mouvement, s'oxydent rapidement. L'addition de cuivre dans l'acier est réalisée.

La question du graissage des machines d'une pareille installation est importante.

La consommation d'huile d'un tube mill est d'environ 80 litres par mois, soit 20 gr. par tonne.

Pour le graissage des tourillons, nous employons l'huile type B.D. 4, fournie par la Shell. La chaîne Renold et les paliers absorbent 45 litres d'huile Shell, type C.3.

La couronne dentée du tube mill et son pignon d'attaque sont lubrifiés au moyen d'huile graphitée à viscosité spéciale. La consommation est de quelques kilos par mois.

Un atelier comportant 3 tubes mills, 3 Dorr classifiers et 14 tables d'amalgamation nécessite environ 20 travailleurs indigènes, par équipe travaillant 8 heures, sous la surveillance d'un agent européen.

**4° DORR CLASSIFIER.** — Depuis l'emploi du tube mill, on s'est préoccupé d'opérer une première classification dans la pulpe qu'on y amenait. Il était illogique de faire passer au broyage les produits que l'analyse

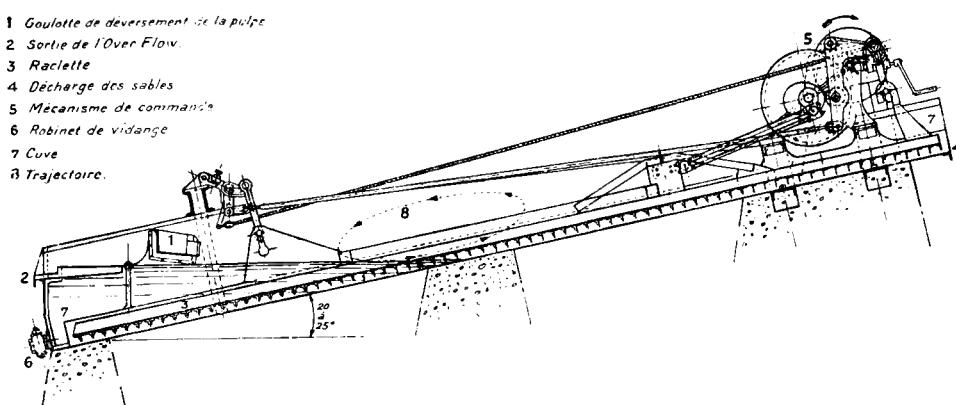
---

(<sup>1</sup>) El Oro n'est pas une marque d'acier, ces mots caractérisent la forme des voussoirs formant le revêtement intérieur du mill.

criblométrique classait comme suffisamment fins pour les opérations métallurgiques ultérieures.

C'est la raison pour laquelle on a installé, bien avant 1900, dans le Rand et ailleurs des spitzkasten, puis des spitzhutte, dont l'« overflow » était éliminé vers l'amalgamation subséquente et dont les produits de pointe étaient conduits dans le mill.

En pratique, ces appareils donnèrent lieu à de gros inconvénients du chef de l'attention constante dont ils devaient être entourés pour régler la



CROQUIS N° 53. — Dorr classifier fonctionnant en circuit fermé avec un tube mill à pebbles pour la création d'« overflow » à 150 mesh par pouce linéaire en vue d'une super-amalgamation, puis d'une flottation des minéraux réfractaires.

classification d'un produit dont la composition criblométrique à l'arrivée était essentiellement variable.

On vit alors à l'essai des cônes de décantation ayant 1<sup>m</sup>50 à 1<sup>m</sup>80 de diamètre à la base et 2<sup>m</sup>10 à 2<sup>m</sup>70 de hauteur.

Ce furent les précurseurs modernes des grands Dorr thickener employés actuellement en avant de tous les ateliers de flottation.

Ces cônes étaient construits en tôle d'acier; ils étaient munis d'un collecteur d'eau annulaire qui reprenait les eaux et les slimes de décantation des pulpes déversées au centre. Un diaphragme placé à la base coupait la veine d'air qui s'engouffrait dans le cône en même temps que la pulpe.

Un ajutage avec clapet de réglage modifiait le débit avant le départ de la pulpe, qui se faisait sous une certaine pression.

L'usure de ces appareils fut très prononcée, surtout dans leur partie inférieure, que l'on construisit en acier spécial. Malgré les imperfections des cônes sur les appareils actuels, leur rendement était cependant supérieur aux spitzkasten.

Les cônes classeurs furent employés jusqu'après la guerre du Transvaal et ne furent remplacés que progressivement par les Dorr classifiers.

Certains perfectionnements furent, néanmoins, apportés à ces appareils, lesquels donnèrent des résultats appréciables (<sup>1</sup>).

Le classificateur Dorr est constitué essentiellement d'une cuve rectangulaire allongée (7) (voir croquis n° 53 ci-contre) et peu profonde, inclinée d'environ 20-25 % sur l'horizontale dans le sens de son grand axe. Cette cuve est munie d'un jeu de râteaux (3) disposés parallèlement au petit côté et près du fond de la cuve. Ces râteaux sont animés d'un mouvement de va-et-vient suivant le grand axe de la cuve, le dispositif de commande (5) étant tel que les râteaux raclent le fond de la cuve pendant la course ascendante et en sont éloignés pendant la course descendante. La cuve est ouverte à sa partie supérieure et présente à sa partie inférieure un déversoir de trop-plein (2). Une goulotte d'alimentation (1) est disposée en travers de la cuve à environ 1 m. à 1<sup>m</sup>50 du déversoir de trop-plein.

Comme son nom l'indique, le classificateur Dorr a pour but de classer les solides contenus dans une « pulpe » en deux produits de granulométrie différente : les « gros » ou « sables », déchargés, relativement secs, à l'extrémité supérieure par les râteaux, et les « fins » ou « slimes », déversés par trop-plein à l'extrémité inférieure, avec la presque totalité de l'eau contenue.

A cet effet, les dimensions de l'appareil, le degré d'agitation provoquée par le mouvement plus ou moins rapide des râteaux, l'inclinaison de la cuve et la dilution de l'alimentation abandonnent par décantation toutes les particules d'une grosseur supérieure à celle correspondant à la séparation recherchée. Les particules plus fines sont maintenues en suspension et débordent par le déversoir de trop-plein. Les « gros » arrivant

---

(<sup>1</sup>) Ils sont encore utilisés à la « Premier Mine »; voir *Mining Magazine*, mars 1933, p. 178.

en contact avec le fond de la cuve sont repris par les râteaux et progressivement remontés hors du bain, drainés et déchargés à la partie supérieure.

Dans la méthode de broyage humide, dite « en circuit fermé », l'alimentation au classificateur est constituée par la décharge du broyeur et, inversement, la décharge des rateaux du classificateur retourne à la cuillère d'alimentation du broyeur, où elle rejoint le mineraï d'alimentation fraîche. Le trop-plein du classificateur constitue le produit fini de la section de broyage, composée de l'ensemble broyeur-classificateur.

L'adjonction d'un classificateur au broyeur permet d'augmenter considérablement la capacité de ce dernier. Il en résulte une réduction importante des dimensions du broyeur, de la consommation de force motrice et de corps de broyage. Cet avantage dérive du principe même de la méthode de broyage en circuit fermé.

On a reconnu récemment le grand avantage résultant de l'adoption de fortes « charges circulantes ». (On entend généralement par charge circulante le rapport du tonnage de la décharge des râteaux à celui de l'alimentation à la section de broyage). Le classificateur Dorr, ayant une très grande capacité de raclage, permet de retirer tout le profit de cet avantage.

La disposition du classificateur le long du broyeur ne donne lieu qu'à une perte de charge très faible du produit fini et permet de ramener les « gros » à la cuillère d'alimentation du broyeur avec une dépense d'énergie insignifiante.

Le mouvement de brassage des râteaux assure l'obtention d'une décharge convenablement lavée, donnant ainsi une efficacité de classification élevée.

L'usure de l'appareil, même avec des minéraux très abrasifs, est très réduite et se trouve d'ailleurs reportée sur des pièces facilement remplaçables.

L'opération est continue et ne demande qu'une surveillance générale, pouvant être confiée à une main-d'œuvre non spécialisée.

En cas d'arrêt du courant du réseau, le Dorr est maintenu en mouvement grâce au groupe Lister débitant du courant continu. On évite ainsi

les vidanges onéreuses des appareils qui réduisent le temps utile de marche.

Par tonne de quartz, la consommation en force motrice est de 14 KW pour l'ensemble tubes mllis-Dorr, le premier appareil prenant 12,5 kilowatts.

Pour les minerais éluvionnaires, elle est inversement proportionnelle à la quantité d'argile et descend à environ 9 KW pour une tonne d'éluvions à 50 % d'argile.

Comme il est exposé plus haut, chaque tube mill travaille en circuit fermé avec un de ces appareils du type Duplex de 6 pieds de large sur 31 pieds 8 pouces de long.

Les dimensions de ces Dorr permettent d'obtenir aisément toutes les finesse depuis 60 jusqu'à 150 mailles. Cette dernière finesse est requise pour le traitement de certains minerais non oxydés qui exigent leur passage à la flottation.

L'expérience a prouvé qu'il était intéressant d'ajouter un peu de mercure dans les tubes mills, sous la condition de faire des vidanges fréquentes à la partie basse des Dorr, où un robinet a été placé dans ce but (voir croquis n° 53).

En effet, quartz, pyrite, amalgame et or ont respectivement comme densité, 2,6, 4,5, 14 à 15, 17 à 20; il s'ensuit que dans le Dorr ils subissent un classement où les particules plus lourdes tomberont fatalement au fond.

Ce dernier joue donc un rôle de concentrateur des produits lourds. Si une vidange périodique n'est pas faite lorsqu'on dépasse le degré de saturation, les éléments retourneront au mill et seront divisés autre mesure. L'expérience a montré que leur récupération subséquente est rendue très difficile.

Actuellement des « clean-up » sont faits une fois la semaine dans le fond des Dorr.

Les produits retirés ne doivent pas être envoyés à la flottation, car ils ne sont pas calibrés. Leur traitement au grinding pan, à la table à secousses ou dans tout autre concentrateur s'impose.

Pour donner une idée de la finesse des particules, nous dirons qu'en vertu de la formule de Stock, si les dimensions des particules de quartz

ne dépassent pas 0,07 mm. (maille n° 200 du tamis standard), les particules d'or, pour être équitombantes avec celles-ci, devront avoir une dimension maximum de 0,02 mm.

La pulpe pouvant sortir des Dorr classifiers est conduite par un chenal en bois, soit vers le Dorr thickener, comme on le verra plus loin, soit vers des tables nouvelles.

**5° SECONDE AMALGAMATION.** — Cette phase du traitement se passe sur 15 tables standard de 4' × 12" fonctionnant en parallèle (voir photographie n° 20) sur le circuit de la pulpe sortant des Dorr (voir croquis n° 44). La pulpe y est conduite par simple gravité, la différence de niveau entre la sortie des Dorr et la tête des tables étant de 4"50, la surface captante est au total de 56 m<sup>2</sup>, soit de 4,5 m<sup>2</sup> par tonne-heure et par tube mill. Rappelons que celle immédiatement après les chiliens et les bocards était respectivement de 2 et 4 m<sup>2</sup>.

L'avantage économique de la super-amalgamation se fera mieux comprendre par un exemple.

Supposons que la pulpe sortant des mills contiennent  $x$  % d'or amalgamable,  $y$  % d'or réfractaire.

Par amalgamation et flottation ces quantités se ventileront comme suit :

$a$  % de métal seront captés par les tables;

$b$  % se retrouveront dans les tailings de la dégrossisseuse ou première machine de flottation.

$$a+b=x.$$

$c$  % d'or réfractaire se retrouveront dans les mêmes tailings;

$d$  % iront dans le concentré final de l'atelier de flottation.

$$c+d=y.$$

Avec amalgamation le rendement total de l'opération sera

$$R = \frac{a+d}{a+b+c+d} = \frac{a+d}{x+y}$$

Sans amalgamation il aurait été, puisque l'or libre ne flotte pas aisément,

$$R' = \frac{d}{a+b+c+d} = \frac{d}{x+y}$$

Théoriquement, nous avons donc gagné  $a$  % à l'opération.

Pratiquement la seconde amalgamation coûte 18 francs (<sup>1</sup>) par tonne de pulpe et donne dans certains cas 50 francs d'or fin; le bénéfice est donc appréciable (voir exemple numérique donné au paragraphe « Atelier flottation »).

On ne peut objecter qu'il eût été préférable de ne pas provoquer la formation de cet or libre. Celle-ci était inéluctable, puisqu'elle est la conséquence d'un subbroyage obligé pour la flottation.

**6° MODALITÉ DE LA SECONDE AMALGAMATION.** — Subséquemment au broyage, la pulpe a été classée gravimétriquement par le Dorr classifier; tous les grains d'or, d'argent, de pyrite ou de quartz sont pratiquement équitombants entre eux.

L'effet de la grande densité de l'or est donc combattue par sa division extrême. Le même phénomène se répète pour la pyrite.

En vue d'obtenir un rendement intéressant, il faut donc, au cours de cette nouvelle amalgamation, forcer par des artifices toutes les particules de la pulpe à venir en contact avec la surface mercurielle.

Nous avons essayé plusieurs méthodes dans ce but. On peut, par exemple, faire tomber sur les tables une fine pluie d'eau provoquant un bombardement de la pulpe, lequel engendre des remous favorables au contact des éléments avec le mercure.

Un second artifice consiste à placer au contact des tables des rideaux en indigo-drill retenant une languette de bois qui traîne sur la table.

La pulpe est ainsi laminée au passage de chaque série de rideaux, ce phénomène provoque le contact intime de la pulpe et de mercure.

Un troisième système consiste à couper les tables en escaliers, afin de provoquer de petites chutes qui faciliteront le contact de la pulpe et de l'amalgame.

Il nous reste à examiner si, pour notre cas spécial, il n'y a pas lieu de revenir aux tables amalgamées, vibrantes, utilisées il y a fort longtemps

---

(<sup>1</sup>) Remarquons qu'en réalité la super-amalgamation ne coûte que le mercure des tables, puisqu'on devait quand-même broyer à même finesse le minerai pour la flottation.

L'amortissement des tables ne doit pas intervenir, leur valeur augmentant avec le temps l'or pénétrant dans le cuivre (voir p. 78.)

dans le Rand et dont l'emploi ne se justifiait pas, puisqu'elles ne recevaient pas de produits équitombants.

Les méthodes peuvent être combinées. Leur emploi se justifie pour d'autres raisons.

Si l'on ajoute du mercure dans le mill, l'amalgame est finement divisé et n'est formé que par des particules d'or extrêmement fines.

L'expérience a montré, d'autre part, que lorsque de l'or fin était mis en contact avec le mercure il se formait un amalgame répondant à la formule  $\text{Au Hg}^2$  (<sup>1</sup>).

Plus les particules seront fines, plus vite cette formule sera satisfaite.

Cet amalgame aureux est dur et cristallin. À cet état de saturation avancé. Il a perdu toutes ses propriétés adhésives à de nouvelles particules d'or qui viennent à son contact.

Cette constatation a été faite expérimentalement lors de la mise au point de la seconde amalgamation; c'était un des motifs de la présence d'or et de mercure dans les tailings rejetés.

D'autre part, lorsque par addition de mercure on tentait de ramollir et rendre pâteux cet amalgame cristallin, il devenait immédiatement très fluide et s'échappait avec la pulpe.

Il faut donc saturer cet amalgame cristallin par de très petites additions de mercure. La surveillance des tables de la seconde amalgamation est donc délicate et doit être confiée à des ouvriers de couleur intelligents.

Cet atelier nous donne les résultats suivants :

1° Minéral de profondeur non oxydé ayant passé aux bocards : teneur alimentation 3 gr. 9; sortie seconde amalgamation 2,2;

2° Minéral anciens tailings; entrée 4 gr. 5; sortie 1,4;

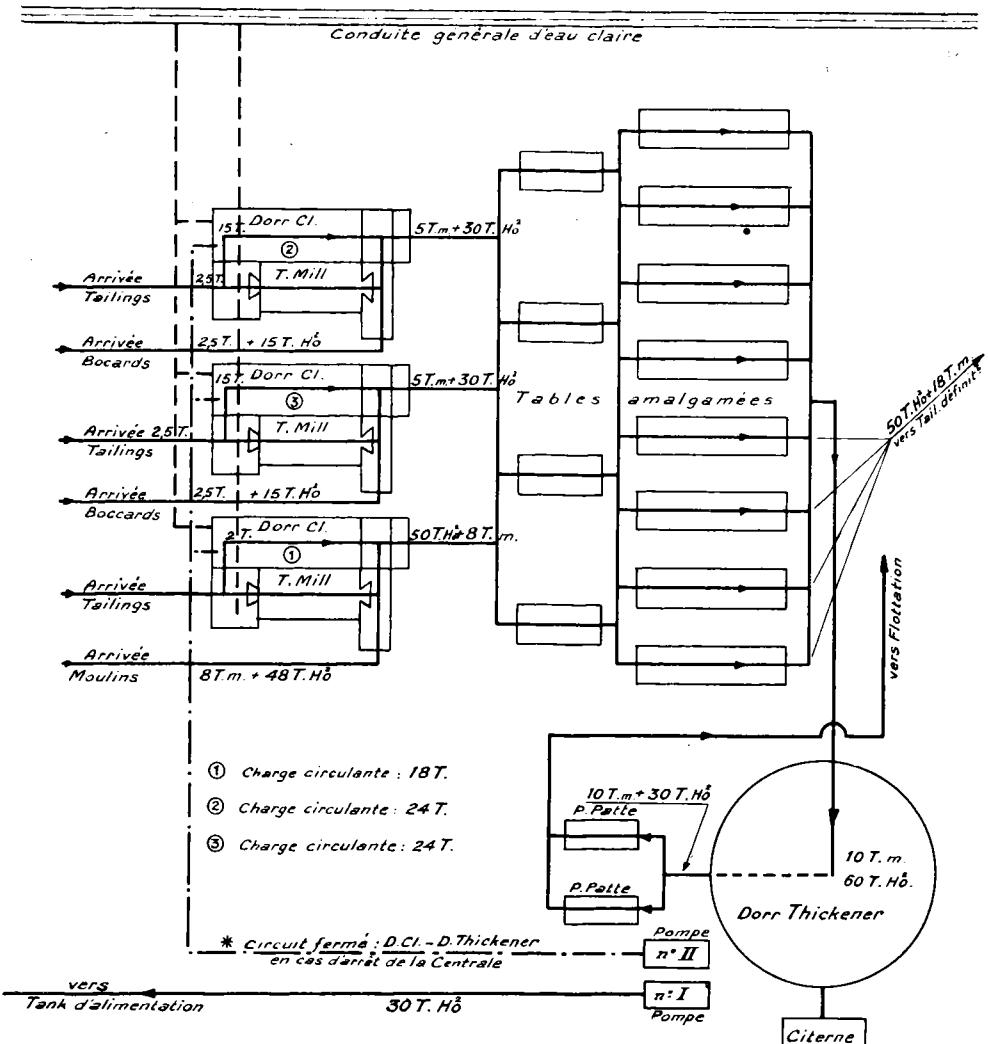
3° Minéral complètement oxydé, ayant déjà passé aux moulins : entrée 1 gr. 7, sortie 0,5.

Ces chiffres représentent la moyenne de 1932.

A l'heure actuelle, nous étudions un nouveau procédé physique qui nous permettra de capter l'or ou la pyrite aurifère avant le surbroyage,

---

(<sup>1</sup>) *Traité de Chimie minérale*, publié sous la direction d'HENRY MOISSAN. Masson & C°, éditeurs, Paris.



\* Remarque: Circuit (voir page 126) permettant de ne pas arrêter les Dorr Classifiers en cas de déclenchement des Tubes-Mills, dans ce cas, l'alimentation du minerai est nul, mais 92 Tonnes d'eau servent à court-circuiter les Dorr et sont récupérés par le Dorr Thickener et renvoyées par la Pompe n° II.

CROQUIS N° 54. — Flow-sheet de l'alimentation et de la récupération d'eau pour le fonctionnement des tubes mills. Dorr classifier et Dorr thickener en marche normale.

en vue d'en faire un concentré primaire. Ce procédé, avec certaines modifications, s'appliquera aussi aux tailings de la dégrossisseuse, en vue de lui reprendre une partie de l'or qu'elle emporte. Les premiers résultats sont intéressants et les études sont activement poursuivies.

Après avoir quitté les tables d'amalgamation, la pulpe passe à la flottation après avoir été épaisse par un Dorr thickener. Celui-ci ramène

sa dilution de 6 pour 1 de sec à celle de 2,7 à 1 de mineraï en poids, en vue de réduire au minimum les quantités de réactifs qui seront débitées par des appareils spéciaux et précis.

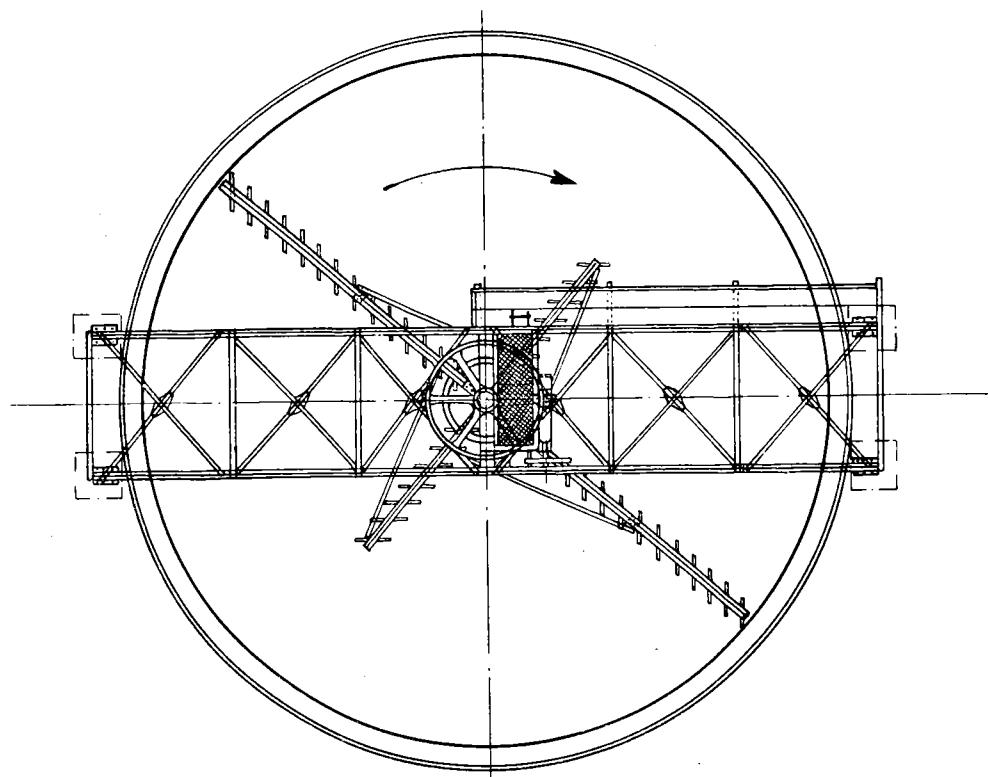
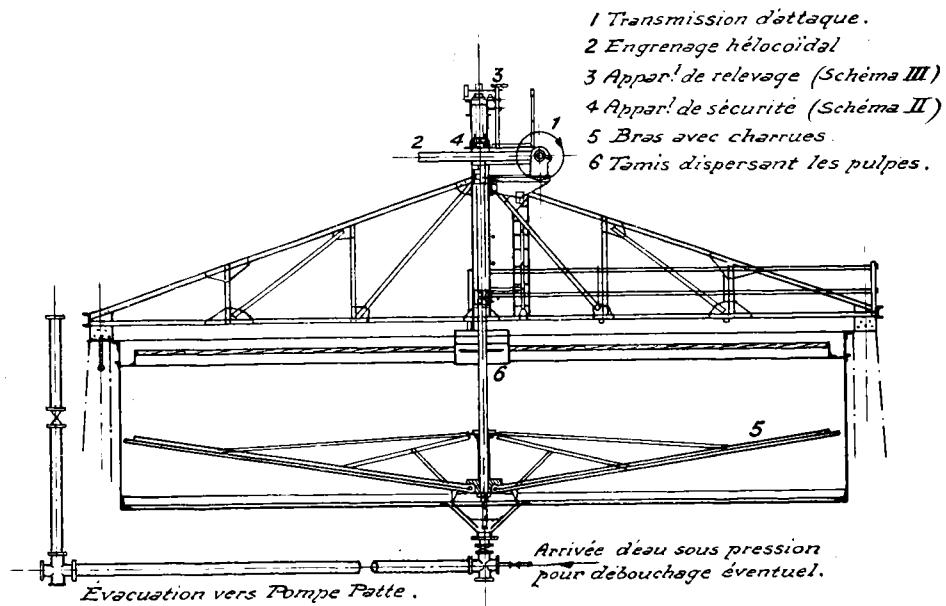
7° DORR THICKENER. — L'épaississeur Dorr (voir croquis n° 55 et photographie n° 21) est composé d'une cuve de décantation cylindrique munie d'un mécanisme permettant de rendre son fonctionnement continu. Ce mécanisme est constitué par un arbre central, vertical, muni à sa partie inférieure de quatre bras radiaux. Ceux-ci portent une série de racloirs disposés à 45° sur les bras. Le mécanisme est supporté par une charpente prenant elle-même appui, soit sur les bords mêmes de la cuve, soit sur des massifs extérieurs; il est animé d'un mouvement de rotation lent autour de l'arbre central. Le long du bord supérieur de la cuve se trouve une goulotte de trop-plein et la partie supérieure de l'arbre central est entourée d'un cylindre recevant l'alimentation.

La pulpe diluée, alimentée au cylindre central, abandonne par décantation les solides qu'elle renferme, ceux-ci venant se déposer sur le fond de la cuve. Le mouvement lent des racloirs a pour effet de ramener ces solides vers le centre de l'appareil et de les déverser dans un cône central, d'où ces boues sont reprises par pompage à leur densité maximum. Le liquide clair s'écoule par le déversoir dans la goulotte de trop-plein et est évacué.

L'épaisseur Dorr est un décanteur continu; il supprime par conséquent toute main-d'œuvre nécessitée par le remplissage, le siphonnage, la vidange des bassins de décantation ordinaires, à marche intermittente.

Le mouvement des râteaux a pour effet de retourner constamment le dépôt des solides et d'en extraire le maximum de liquide. Les boues soutirées d'un épaisseur Dorr sont toujours plus concentrées que celles obtenues par décantation naturelle.

Quoique le mécanisme ne puisse prétendre hâter la décantation proprement dite, l'élimination continue des dépôts solides maintient, à tout instant, le maximum du volume de la cuve disponible pour la décantation, contrairement au cas des décanteurs intermittents, dont le volume disponible décroît à mesure que s'effectue leur remplissage. De plus, dans le cas de la décantation intermittente, il est toujours nécessaire de prévoir au



CROQUIS N° 55. — Dorr thickener.

moins deux bassins pour assurer un roulement convenable. On peut donc dire qu'avec un épaisseur Dorr le volume de décantation à prévoir pour un même problème est sensiblement réduit.

Le mouvement lent du mécanisme absorbe une quantité très réduite d'énergie et les réparations sont pratiquement négligeables.

Néanmoins, le Dorr thickener est un appareil d'une conduite délicate et demande une surveillance constante. Il est mû par un moteur à courant continu, de 5 HP, qui transmet, par l'intermédiaire d'un réducteur de vitesse, son mouvement à un arbre muni d'une vis hélicoïdale, laquelle actionne un engrenage calé sur l'arbre central vertical qui entraîne les bras.

Ces derniers accomplissent une révolution complète en sept minutes. On voit donc que si une résistance quelconque, même extrêmement faible, vient à se produire à l'extrémité d'un des bras, la vis aura tendance à caler.

Pour éviter cet inconvénient, l'arbre de la vis vient buter dans sa craupaudine contre un ressort, lequel est en relation avec un système de leviers indiquant, par une aiguille se déplaçant devant un cadran, que la résistance devient anormale au fond du Dorr thickener.

Pour éviter d'arrêter l'appareil, un système de relevage de bras porte-charrue a été prévu.

D'autre part, pour ne pas obliger un surveillant à rester en permanence devant l'aiguille indicatrice de résistance, des sonneries électriques fonctionnant en divers endroits de l'usine avertissent l'ingénieur en charge que la pulpe dans le fond du Dorr thickener se trouve dans une situation anormale.

Le relevage des bras est extrêmement lent, car un tour de manivelle de l'appareil de relevage correspond à un déplacement dans le sens vertical des bras porte-charrue de 0,07 mm.

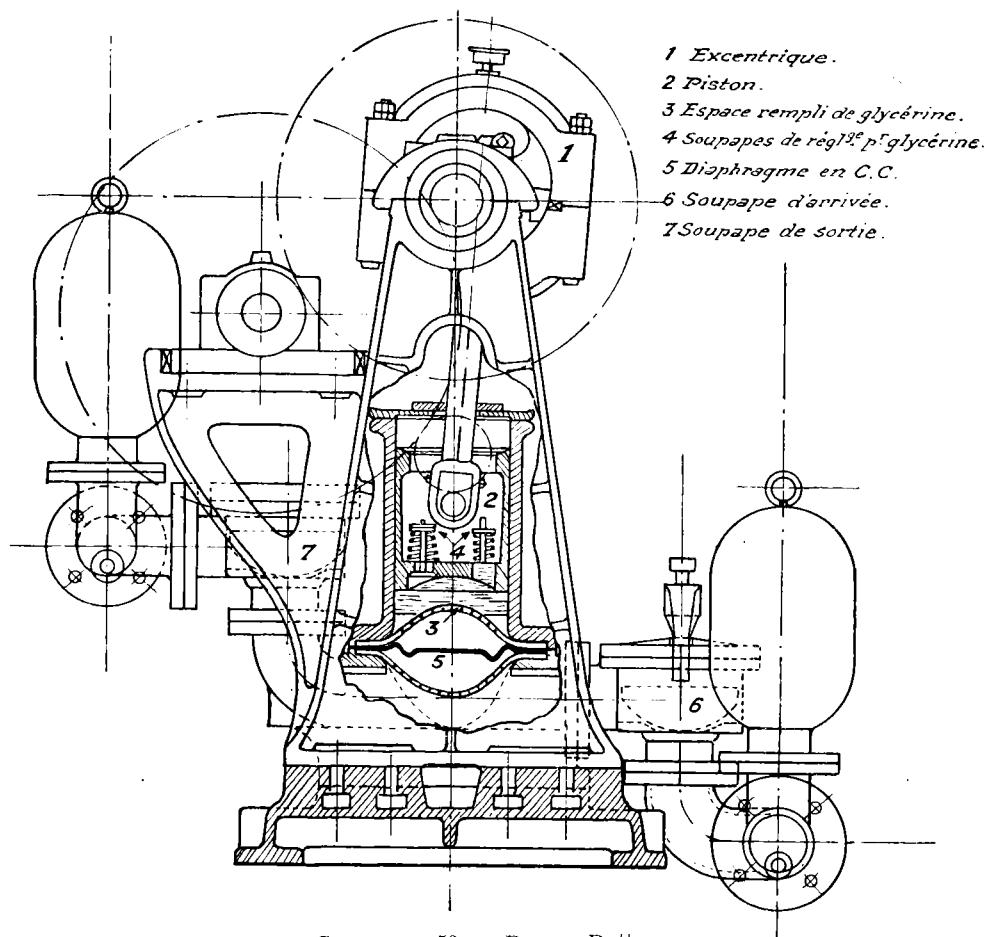
Lorsqu'on est obligé de relever les charrues, on agit sur les vannes et sur la course des pompes Patte, de manière à augmenter leur débit. Si l'effet de cette manœuvre se montre insuffisant, on coupe l'arrivée de la pulpe au Dorr thickener.

Lorsqu'on travaille en clarification complète des boues, on prend en

général 1 m<sup>2</sup> de surface de Dorr thickener par tonne de sec à traiter par vingt-quatre heures.

Comme la flottation est prévue pour une alimentation de 8 tonnes à l'heure, le Dorr de 40 pieds de diamètre est donc largement suffisant.

A la sortie de l'épaississeur, la pulpe, qui contient environ 2,5 à 2,7



CROQUIS n° 56. — Pompe Patte.

d'eau pour 1 de sec, est refoulée en tête de la flottation dans un bac à agitateur et à débit constant. En cours de route, elle reçoit un supplément d'eau destiné à la ramener à 3 pour 1.

Cette capacité de 40 m<sup>3</sup> sert de volant ou de relais à la flottation. On a ainsi la faculté de pouvoir arrêter toutes les installations des étages supérieurs (bocards, tubes mills) pendant deux heures, tout en maintenant la flottation en marche.

**8° RELEVAGE DES PULPES ÉPAISSIES.** — Cette opération se fait par des pompes dont le brevet appartient à une firme belge (voir croquis n° 56) (¹). Son piston transmet le mouvement à la pulpe par l'intermédiaire de glycérine, laquelle en est séparée par un diaphragme en caoutchouc, d'une forme appropriée, étudiée par une des principales firmes du pays moulant le caoutchouc. Des soupapes à boulets en acier au manganeze, très rapidement accessibles, complètent l'appareil.

Sur le piston se trouvent deux soupapes réglables qui permettent à la glycérine de sortir si une résistance trop grande se fait sentir sur le diaphragme en caoutchouc.

Il suffit donc de régler la tension du ressort de la soupape de refoulement pour être certain qu'aucun accident n'arrive à la pompe.

L'autre soupape permet à la glycérine de rentrer quand le piston se relève. Une pompe Patte bien réglée demande fort peu de surveillance.

Il y a cependant lieu de retenir que, comme dans toute pompe à boue, il faut établir des conduites de refoulement aussi rectilignes que possible, afin d'éviter des dépôts dans les coude.

**9° COMMANDE DES MACHINES.** — Trommels, concasseurs, chiliens, bocards, tubes mills, Dorr thickener, etc., sont actionnés respectivement par des moteurs indépendants.

Toutes les commandes qui ne sont pas attaquées directement le sont par chaîne Drive.

Au départ du tableau de la sous-station électrique, 10.000 - 220 V., chaque circuit est contrôlé par un compteur, chaque moteur est muni de son rhéostat de démarrage et d'un coffret de sécurité.

Sous les tropiques, les perturbations atmosphériques sont fréquentes. Aussi, malgré toutes les précautions prises, notre réseau électrique à haute tension est susceptible de déclenchements.

Après un déclenchement de centrale ayant suspendu le courant pendant quelques minutes dans le réseau, les bacs à débit constant et les cellules de flottation doivent être vidés complètement.

Ces vidanges diminuent le temps utile de travail et provoquent des pertes de matières utiles.

---

(¹) Société Nouvelle des Ateliers Patte, à Dour.

Pour combattre ces graves inconvénients, nous avons été amenés à prendre des précautions spéciales. A cet effet, certains moteurs, au lieu d'être alimentés directement par le circuit alternatif, sont raccordés à un circuit à courant continu, permanent, grâce à l'intervention d'un groupe Lister (<sup>1</sup>) avec appareillage électrique A. C. E. C.

Le principe de ce groupe est le suivant (voir schéma n° 57) :

La dynamo de secours (C), lorsque la tension est sur le réseau principal, fonctionne comme moteur et l'accouplement (G) entre celui-ci et le moteur à essence (R) est maintenu débrayé sous l'action du couple d'un servo-moteur électrique (S) obéissant à la tension du réseau.

Lorsqu'il y a chute de tension sur ce dernier, un relais secondaire voltmétrique (E) fait déclencher un disjoncteur tétrapolaire (D) qui coupe les bornes du servo-moteur électrique (S) et annule, par conséquent, le couple de débrayage; sous l'action d'un contrepoids (P) il y a embrayage du moteur à essence, qui est lancé par l'inertie du moteur-dynamo (C); celui-ci se met à fonctionner en dynamo et alimente le réseau à secourir.

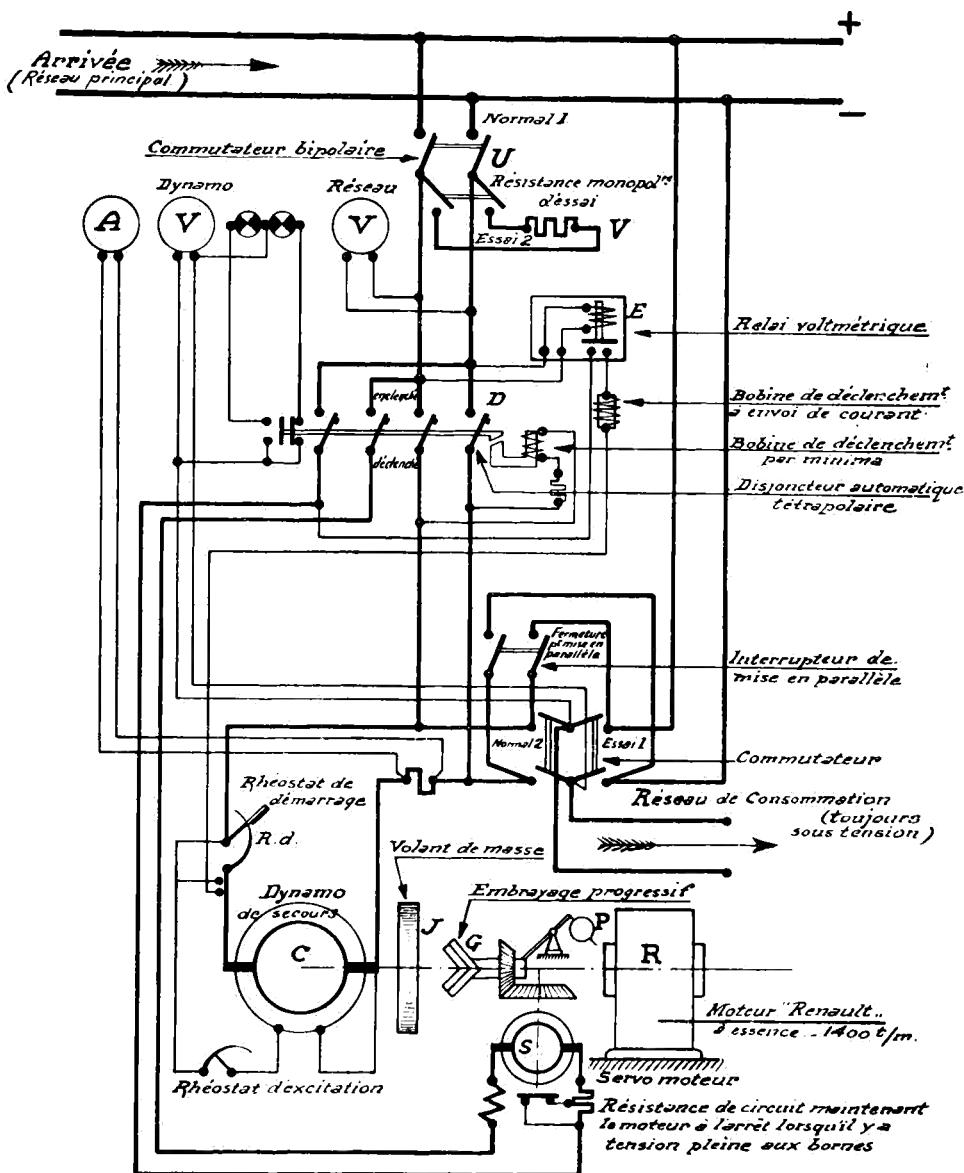
Lorsque la tension du réseau principal revient, la dynamo (C) est mise en parallèle avec lui et, par l'enclenchement du disjoncteur (D), le servo-moteur (S), sous l'action du couple, débraye l'accouplement du moteur à essence (R); celui-ci, muni d'un régulateur, tourne à vide, puis est arrêté par le machiniste de la salle.

Le tableau comporte un interrupteur (U) et une résistance monopolaire d'essai (V) qui permettent de faire l'essai du système de déclenchement et relais voltmétrique, ainsi que du dispositif d'embrayage. Il est prescrit, utilement, de faire l'essai chaque semaine.

Les machines de flottation sont commandées par des moteurs à 220 V. alternatifs; mais dans le but d'éviter de vider les cellules, lors de pannes sur ce réseau, nous avons cru utile d'installer des machines à injection d'air séparées. Le débit d'air est assuré par des ventilateurs ou blowers, entraînés par des moteurs à courant continu qui sont branchés automatiquement sur le Lister. La permanence de la soufflerie dans les cellules de flottation maintient la pulpe en suspension en cas d'arrêt du courant alternatif.

---

(<sup>1</sup>) R. A. Lister & C°, Établissements Industriels et Commerciaux, Landen.



Croquis n° 57. — Schéma des connexions du groupe Lister assurant la fourniture permanente du courant continu, en cas de déclenchement du réseau principal, à l'atelier de flottation, aux Dorr classifiers et aux Dorr thickener.

Les moteurs actionnant le Dorr thickener et l'agitation dans les bacs à débit constant sont également du type à courant continu, fourni en régime normal par un groupe transformateur rotatif et branché sur le Lister en cas de panne. En l'occurrence, la dégrossisseur et les finisseuses sont arrêtées, mais la pulpe est maintenue en suspension par les

blowers, tandis que l'agitation dans les bacs à débit constant est maintenue par le circuit à courant continu ayant un caractère permanent.

10° ATELIER DE FLOTTATION (photographies n°s 22-23-24). — Nous rappellerons succinctement les principes de la méthode. Certaines substances sont mouillées facilement par l'huile et difficilement par l'eau. Si l'on place un complexe choisi finement pulvérisé au contact d'un mélange d'eau et d'huile; si on agite l'ensemble, on constate qu'après un repos de quelques instants certaines particules du complexe se trouveront dans l'huile surnageante, les autres au fond de l'eau.

La méthode de séparation par flottation repose sur cette observation.

On emploie comme véhicule séparateur un mélange d'eau et d'huile en y ajoutant certains réactifs susceptibles de modifier l'ionisation du liquide et qui travaillent également comme décapants.

Les machines de flottation sont conçues pour obtenir une agitation extrêmement énergique du véhicule séparateur au contact des minerais à traiter. Nous les décrirons plus loin.

On a constaté notamment que les sulfures, les arséniures, etc., certains métaux natifs flottaient aisément en milieu très faiblement acide, en employant comme réactif de flottation, soit de l'huile de pin, soit du créosote de bois et comme décapants des xanthates divers.

Nous employons notamment : l'éthyl, le butyl ou l'amil xanthate. Nous signalerons que si l'on change l'ionisation du milieu, en le rendant, par exemple, basique et si l'on substitue à l'huile de pin des acides gras tels que l'acide oléique, on constate que c'est le quartz qui flottera et les sulfures qui resteront dans l'eau.

Nous renvoyons le lecteur aux ouvrages spécialisés à ce sujet.

Notre atelier de flottation est prévu pour traiter 8 tonnes de matières sèches à l'heure, à la finesse de 150 mailles.

La pulpe qui sort des Dorr classifiers ou de l'amalgamation subséquente est à la dilution en poids de 6 d'eau pour 1 de mineraï.

Nous avons donc été amenés à introduire dans le circuit un appareil déjà décrit, soit le Dorr thickener, d'un diamètre de 40 pieds, qui absorbe la pulpe à cette dilution et qui la restitue à 2,7 à 3 pour 1.

En anticipant quelque peu, nous ferons remarquer que lorsque nous flottons avec la dilution 3 pour 1, il faut environ 200 gr. d'huile de pin par tonne de pulpe sèche et 50 gr. de xanthate.

Lorsque par suite de la mise hors circuit du Dorr thickener la pulpe admise dans les machines de flottation est à 6 ou 7 d'eau pour 1 de sec, la consommation en huile par tonne monte immédiatement à plus de 600 grammes.

Comme la flottation traite en moyenne par mois 6.000 tonnes de mineraux, l'intervention du Dorr thickener fait gagner  $6.000 \times 400$  gr., soit 2 tonnes 400 d'huile par mois.

Comme l'huile de pin coûte environ 9 francs le kilogramme rendu Nizi, l'intervention du Dorr thickener fait économiser 21.600 francs mensuellement.

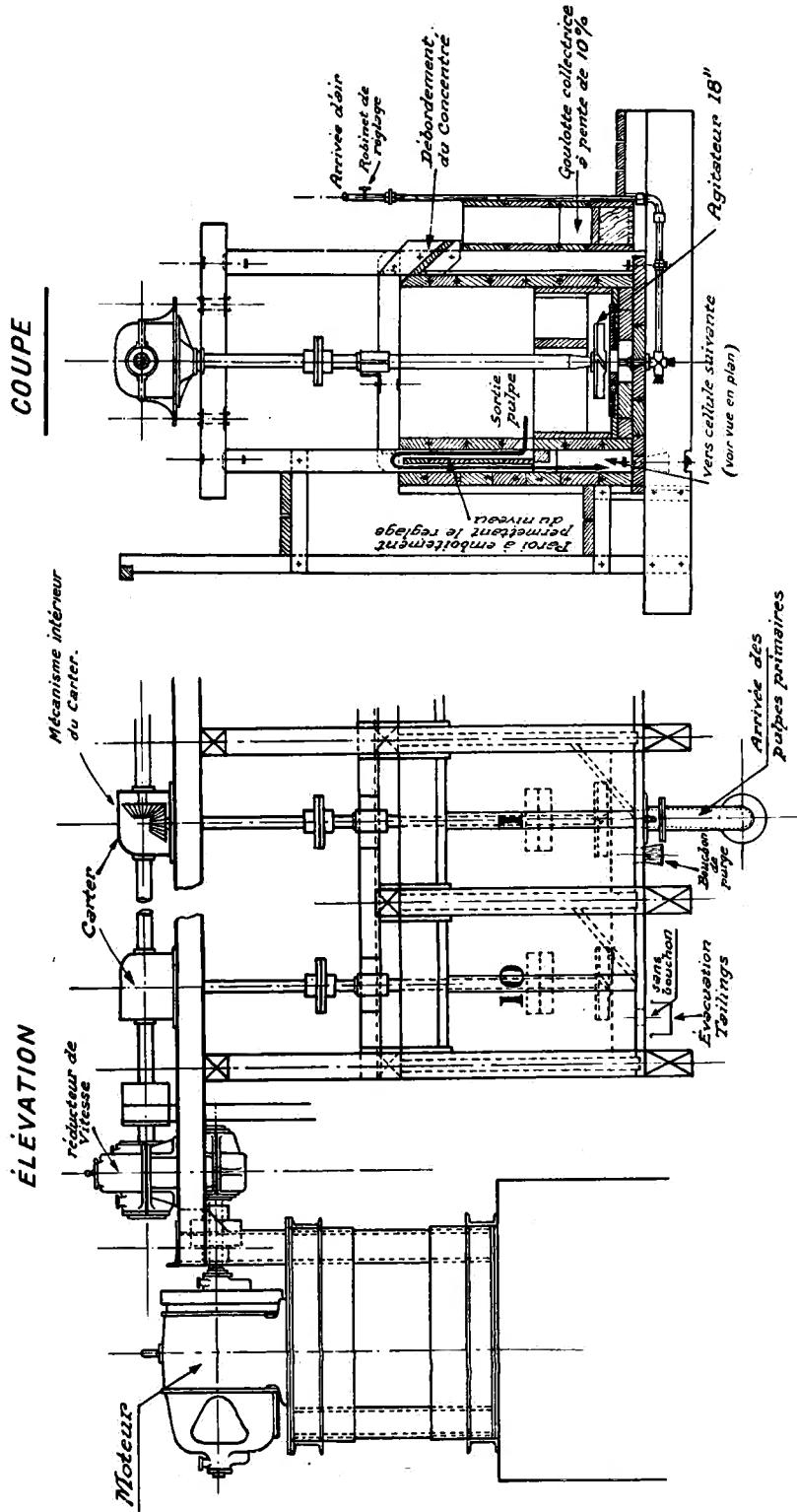
Pour une autre raison, l'installation du Dorr thickener se justifiait. En effet, avec des mineraux quartzeux, pyriteux, cet appareil travaille en épaississeur mais pour des mineraux à gangue argileuse, le Dorr thickener est nécessaire, non seulement comme épaississeur de pulpe, mais également comme débourbeur.

Préalablement à la flottation, l'élimination des argiles est une opération nécessaire, car elles se comportent en éléments dégraissant, ayant tendance à fixer les réactifs. Leur présence concourt donc à diminuer le pouvoir émulsif et portant des mousses et, par conséquent, à donner des concentrés à teneur réduite tout en augmentant celle des tailings définitifs.

Dans ce cas spécial, l'installation d'un Dorr thickener comme débourbeur s'imposait. L'expérience a montré qu'il fallait, dans ce cas, l'alimenter avec une plus grande quantité d'eau, de manière à forcer l'entraînement des argiles dans un « overflow ».

Aspirant à la base du Dorr, les pompes Patte refoulent directement la pulpe épaisse dans le bac à débit constant, en charge sur la première machine de flottation. Celle-ci est constituée de 10 cellules de 914 sur 1.040 mm. de haut, munies d'agitateurs verticaux avec hélice de 18 pouces de diamètre, tournant à la vitesse de 600 tours par minute.

Cette machine est entraînée par un moteur de 85 HP, A. C. E. C. à courant alternatif. Les réactifs sont introduits dans la première cellule.



CROQUIS N° 58. — Vue en élévation et en coupe verticale des cellules de la machine dégrossisseur à dix cellules.

Ce sont du xanthate de potasse et de l'huile de pin (50 à 75 gr. de xanthate et 150 à 200 gr. d'huile de pin environ par tonne de matière sèche).

Comme le coût de l'huile de pin rendue Kilo est élevé, nous envisageons de la remplacer incessamment par de la créosote de bois. Celle-ci coûte moins cher que l'huile de pin, surtout si nous la produisons sur place en distillant certaines essences de la forêt de l'Ituri, qui nous ont donné pleine satisfaction aux essais préliminaires.

La première cellule de la première machine ne débite pas de concentré; elle sert exclusivement de mélangeur.

Le tailing sortant de la dernière cellule (croquis n°s 58 et 59) est définitif pour la flottation. Il fait néanmoins l'objet d'essais spéciaux en vue de récupérer économiquement l'or qu'il emporte encore.

Le débordement du concentré se règle par l'arrière de la machine. En conséquence, comme on le voit par le croquis n° 62 ci-contre, la hauteur du déversoir à l'arrière de la machine est réglable au moyen de réglettes en bois glissant dans une rainure (photographie n° 23.)

Des lattes d'épaisseurs variables : 10, 5, 3, 2 mm., sont à la disposition du contremaître. Il lui est donc facile de régler la hauteur de son déversoir.

D'autre part, en agissant sur le robinet d'air venant du blower, on peut modifier très légèrement la densité du mélange pulpe et air. Il est donc aisément d'obtenir à l'avant de la machine un débordement constant de mousse.

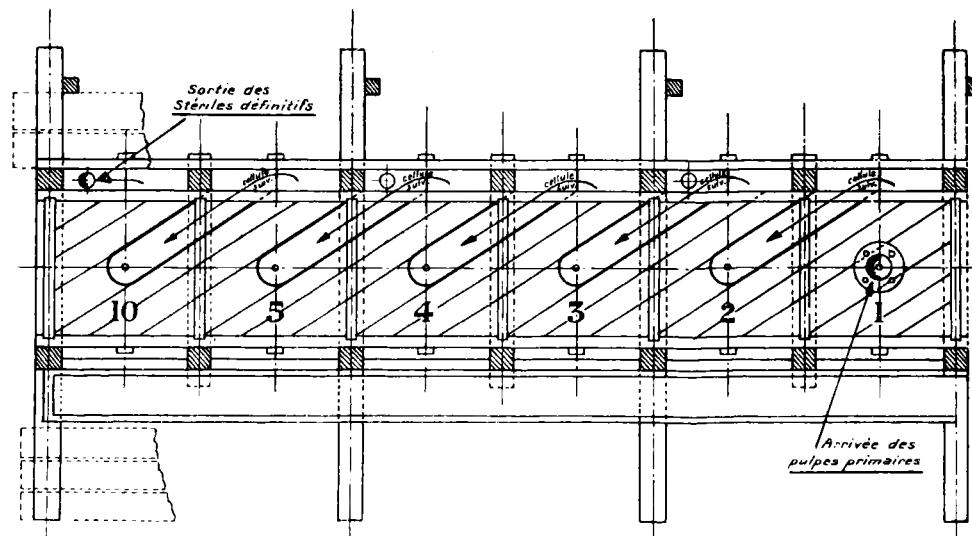
La richesse de celle-ci se contrôle au moyen d'un petit pan. On en récolte une certaine quantité, on ajoute de l'eau, on agite pour réduire la mousse et l'on examine l'aspect de la poudre qui se dépose au fond du pan.

Si celle-ci est bien brillante, on est certain que les concentrés sont riches. On vérifie par le même moyen la teneur des tailings sortants des différentes machines. Il faut notamment que l'œil exercé du contremaître ne distingue plus de points brillants, pyriteux, dans la pulpe du tailing définitif de la dégrossisseur. Ce contrôle doit-être souvent répété pour obtenir un rendement élevé.

En plus, journallement, des prises d'échantillons sont faites systé-

matiquement au moyen d'échantillonneuses automatiques et que le laboratoire analyse immédiatement.

Le concentré fourni par la dégrossisseur est convoyé vers un deuxième bac à débit constant de  $3 \text{ m}^3$  mis en charge directement sur la première finisseur ou deuxième machine de flottation. Celle-ci est composée de 8 cellules de 450 sur 750 mm., avec agitateurs de 12 pouces de diamètre, tournant à 600 tours par minute. Tout l'appareillage est entraîné par un moteur de 30 HP, A. C. E. C. à courant alternatif.



CROQUIS N° 59. — Atelier de flottation. Machine dégrossisseur à dix cellules. Schéma montrant le cheminement de la pulpe d'une cellule à la voisine de gauche.

En tête de la première cellule, on ajoute encore un peu de xanthate et, si c'est nécessaire, un peu d'huile de pin.

Le tailing de cette machine est repris dans un bac à agitateurs de  $3 \text{ m}^3$  et refoulé par une pompe Patte duplex au bac de  $40 \text{ m}^3$  situé en tête de la dégrossisseur.

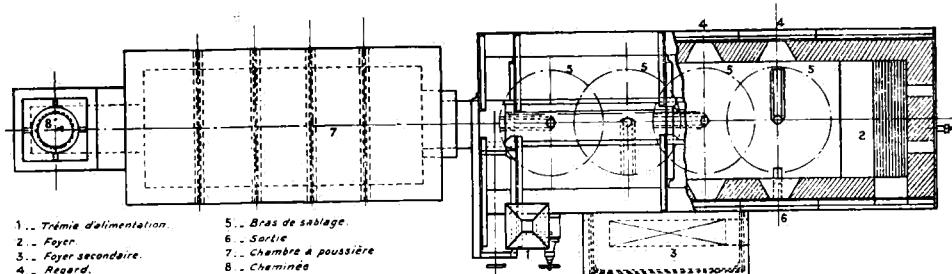
Le concentré est convoyé vers un nouveau et troisième bac, à débit constant de  $1 \text{ m}^3$ , mis directement en charge sur la deuxième finisseur ou troisième et dernière machine de flottation.

Celle-ci est composée de 6 cellules de 450 sur 750 mm., munies respectivement d'agitateurs à hélice de 12 pouces de diamètre, tournant à 600 tours par minute.

En tête de celle-ci on ajoute un peu d'acide sulfurique, 10 à 15 gr. par tonne de minéral entré à la dégrossisseuse, ce qui correspond à environ 1 kg. par tonne de concentré fourni par la première finisseur, et, éventuellement, encore un peu de xanthate, mais en général jamais d'huile de pin.

L'acide sulfurique est introduit dans cette machine dans le but de déflouer les argiles et d'obtenir aussi un concentré propre à haute teneur.

Le tailing est repompé dans le bac de 40 m<sup>3</sup>, en tête de la dégrossisseuse.



CROQUIS N° 60. — Vue en plan montrant le rablage et la disposition des foyers et de la chambre à poussière du four Edwards.

sisseur. Il y a donc deux circuits fermés sur les deux machines finisseuses.

Le concentré final est dirigé vers quatre citernes situées au niveau inférieur de l'usine et dans lesquelles il se décante lentement.

Ces citernes sont susceptibles d'accumuler le concentré provenant d'une marche continue de quinze jours de l'atelier de flottation. Cette disposition nous permet d'arrêter éventuellement le traitement final qui sera décrit plus loin, sans entraver la marche normale de toutes les machines.

Si pour une cause quelconque une machine complète ou une cellule doit être vidée, un bac à agitateurs de 15 m<sup>3</sup> a été installé au niveau inférieur de l'atelier de flottation. Il reçoit, sans perte de matière utile et en un temps très court, le contenu de la machine en vidange.

Une pompe Patte triplex permet de renvoyer le contenu de ce bac de 15 m<sup>3</sup> vers le bac de 40 m<sup>3</sup> de tête.

Au cours de la première campagne de flottation, soit en 1932, les ingénieurs de notre Service métallurgique ont pu faire flotter, avec béné-

fice, des tailings de la seconde amalgamation ne contenant que 1,1 gr. d'or fin par tonne. Les diverses machines en ont extrait 0,9 gr. d'or fin, opérant ainsi avec un rendement industriel de 80 %.

Malgré les tâtonnements forcés d'une mise en marche qui ne date que de quelques mois, la flottation complète ne coûte que 18 francs par tonne, amortissement compris.

A l'époque actuelle, notre personnel procède encore à l'étude industrielle comparative des meilleurs réactifs à introduire à la flottation. Nous sommes persuadé que l'emploi du créosote indigène permettra de faire descendre encore le prix de revient indiqué ci-dessus.

A titre d'exemple, extrayons au hasard d'un rapport journalier de l'usine de concentration les données établissant le rendement du traitement métallurgique de l'ensemble des machines.

En introduisant aux bocards un mineraï à 12 gr.-tonne, les tailings, après la première amalgamation, contiennent 4,8 gr. de mineraï réfractaire.

Celui-ci, passé aux tubes mills et à la seconde amalgamation, est introduit à la flottation à la teneur de 2,16 grammes.

Flotté, il donne un tailing définitif à 0,3 gr. par tonne.

La suite chronologique des rendements est donc la suivante :

Teneur alimentation bocards . . . . .	12,0 gr.	rendement . . . . .	$\frac{7,2}{12} = 60,0 \%$
Récupéré sur tables 1 <sup>re</sup> amalgamation . . . . .	7,20 "	rendement . . . . .	$\frac{2,64}{4,80} = 55,0 \%$
Teneur alimentation tubes mills . . . . .	4,80 "	rendement . . . . .	$\frac{1,86}{2,16} = 86,0 \%$
Récupéré sur tables 2 <sup>e</sup> amalgamation . . . . .	2,64 "	rendement . . . . .	$\frac{11,7}{12} = 97,5 \%$
Récupération totale . . . . .	11,70 "	rendement total . . . . .	$\frac{11,7}{12} = 97,5 \%$

Dans les conditions de gisement de la mine du Nizi, la tonne contenant 12 gr., extraite et traitée comme ci-dessus, amortissement compris, coûte 136 francs.

On en a récolté 11,7 gr. d'or brut ou  $11,7 \times 0,80$  d'or fin, soit 9,35 gr., dont la valeur est de 221 francs.

Le bénéfice par tonne est donc intéressant.

La persévérance, la ténacité et le grand esprit d'observation des ingénieurs de notre Service métallurgique contribueront, certainement, dans l'avenir, à diminuer encore ce prix de revient.

Les résultats intéressants acquis dans la mise au point des méthodes d'amalgamation en sont un gage précieux.

11° TRAITEMENT FINAL. — Dans les citerne de dépôt, le concentré se décante lentement. Des trous ménagés à des niveaux choisis dans les parois latérales permettent d'évacuer l'eau surnageante. On en retire ainsi 30 % d'humidité environ.

Le concentré est alors séché sur des taques en fonte placées au-dessus d'un feu de bois dormant. Il est ensuite repris à la brouette et grillé à cœur dans un four Edwards, à deux foyers, chauffés au charbon de bois.

Le traitement final du concentré pouvait se faire par cyanuration. Nous avons écarté cette méthode pour des raisons exposées dans les lignes précédentes (coût élevé du cyanure, absence de calcaire dans la région minière, danger de manipulation de liqueurs toxiques, immobilisations conséquentes).

A) *Opportunité du grillage.* L'or libre contenu dans la pulpe ayant été extrait par deux amalgamations successives, pour réussir à nouveau à prendre l'or du concentré par une méthode analogue, il fallait changer un sulfure ultra-réfractaire au mercure en un oxyde amalgamable.

Le grillage oxydant était tout indiqué dans ce but. Il distille en outre l'huile de pin et les autres réactifs qui vernissent les grains de pyrite. Effectué avec précaution et à basse température, il donne comme produit final une hématite plus ou moins pulvérulente.

La pyrite n'étant que faiblement arsenicale, il n'y avait pas lieu de craindre les pertes en or par le départ de l'anhydride arsénieux. Néanmoins, une chambre à poussière a été prévue en annexe au four, dont les produits du nettoyage mensuel sont ajoutés avec le concentré pour un traitement ultérieur au grinding pan.

B) *Four Edwards.* Nous avons été amenés à prendre un four Edwards à deux foyers, parce que la teneur en soufre du concentré était

éminiemment variable, suivant qu'il provenait de mineraï frais de profondeur, ou du traitement des anciens tailings, plus ou moins profondément oxydés par les éléments atmosphériques.

La teneur en soufre de notre concentré à l'état cru varie de 15 à 40 %. Nous donnons ci-après la composition d'un concentré après flottation :

Soufre .....	37,00 %	Sélénium .....	0,30 %
Fer .....	25,00 %	Tellure .....	traces
SiO <sup>2</sup> .....	22,00 %	Or .....	1.920 gr.T.
Molybdène .....	1,58 %	Argent .....	1.000 gr.T.
Cuivre .....	0,70 %	Platine .....	0,05 gr.T.

Avec un four à deux foyers on peut atteindre aisément une température de 650°, très suffisante à un bon grillage, quelle que soit la teneur en soufre du produit à griller.

Notre four est du type simplex, c'est-à-dire à un seul rang de rables. Il a une surface de sole de 6 m<sup>2</sup> environ, pouvant donc griller avec facilité 3 tonnes de mineraï par vingt-quatre heures.

Les rables sont en fonte, résistant à l'atmosphère sulfureuse du four.

Ils sont mis par un moteur de 2 HP; ils accomplissent deux révolutions par minute. L'inclinaison du four est 3° et est réglable autour d'un axe horizontal (voir croquis n°s 60 et 61 ci-contre).

La consommation de charbon de bois est d'environ 400 kg. par tonne de concentrés (300 kg. pour des concentrés fortement pyriteux à 25 % de soufre; 600 kg. pour des concentrés faiblement pyriteux à 10 % de soufre).

Après grillage très oxydant le concentré cru, dont l'analyse a été donnée dans les lignes précédentes, se présente avec les caractères ci-après :

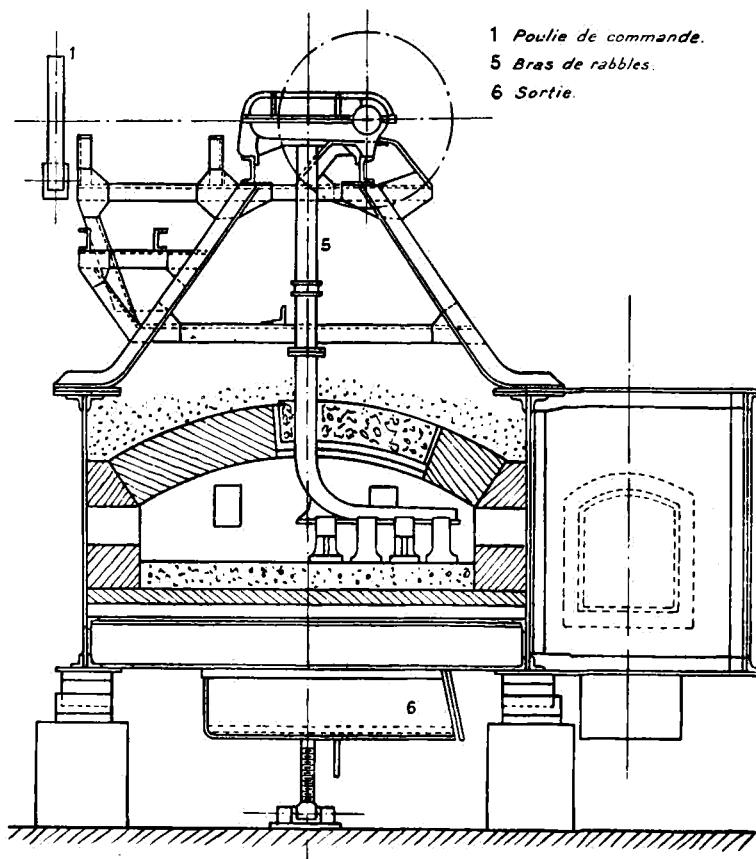
Soufre .....	0,60 %	Sélénium .....	néant
Fer .....	27,00 %	Tellure .....	néant
SiO <sup>2</sup> .....	52,20 %	Or .....	2.400 gr.T.
Molybdène .....	1,36 %	Argent .....	1.270 gr.T.
Cuivre .....	0,68 %	Platine .....	0,05 gr.T.

Comme ce four est mécanique, il demande un minimum de person-

nel. Pour le traitement final, c'est-à-dire four Edwards et grinding pan, il ne faut que quatre travailleurs indigènes par équipe de huit heures.

Le charbon de bois est fabriqué en forêt à 30 km. de l'usine. Il coûte rendu 75 francs les cent kilos.

Nos frais de grillage à la tonne de concentré, avec leur quote-part d'amortissement, etc., ne dépassent donc pas 700 francs.



CROQUIS N° 61. — Four Edwards. Coupe montrant la disposition des râbles mécaniques.

Cependant, en vue du traitement subséquent, quelques précautions sont à prendre.

Le concentré après grillage ne doit pas contenir de composé ferreux et plus de 0,5 % de soufre.

Il faut, en effet, noter que les concentrés imparfairement grillés donnent un très mauvais rendement au grinding pan, qui va être décrit :

Le grillage au four Edwards doit donc être franchement oxydant et

il faut faire des analyses fréquentes des gaz de grillage, qui doivent toujours contenir au moins 2 % d'oxygène libre.

c) *Grinding pan.* Cet appareil est constitué par une cuve dont le fond est formé de plaques cannelées (voir croquis n° 62). Au-dessus de celle-ci, une tête tournante entraîne une série de charrues qu'une vis centrale permet d'élever ou d'abaisser de manière que la pulpe soit laminée entre les surfaces frottantes.

On introduit dans l'appareil, fabriqué en fonte inattaquable à l'ammoniaque, 300 kg. de mercure qui viennent se loger dans les cannelures des plaques de fonte. C'est au cours du laminage que la pulpe s'amalgame.

Pratiquement, les détails de chaque opération sont réglés comme suit :

Après que le mercure a été introduit, on alimente le grinding pan de 100 kg. de concentré grillé et 300 litres d'eau; on ajoute alors 1 kg. d'ammoniaque, afin de dissoudre la pellicule d'oxyde de cuivre.

Après un brassage de quatre heures, on introduit 4 kg. d'acide sulfurique, puis on fait arriver de l'eau claire, de manière à faire déborder la pulpe neutralisée.

Au cours du brassage de la pulpe, du mercure peut éventuellement se mélanger à celle-ci sous forme de farine très fine. Ce phénomène a surtout lieu lorsque la pulpe contient des sulfures incomplètement grillés.

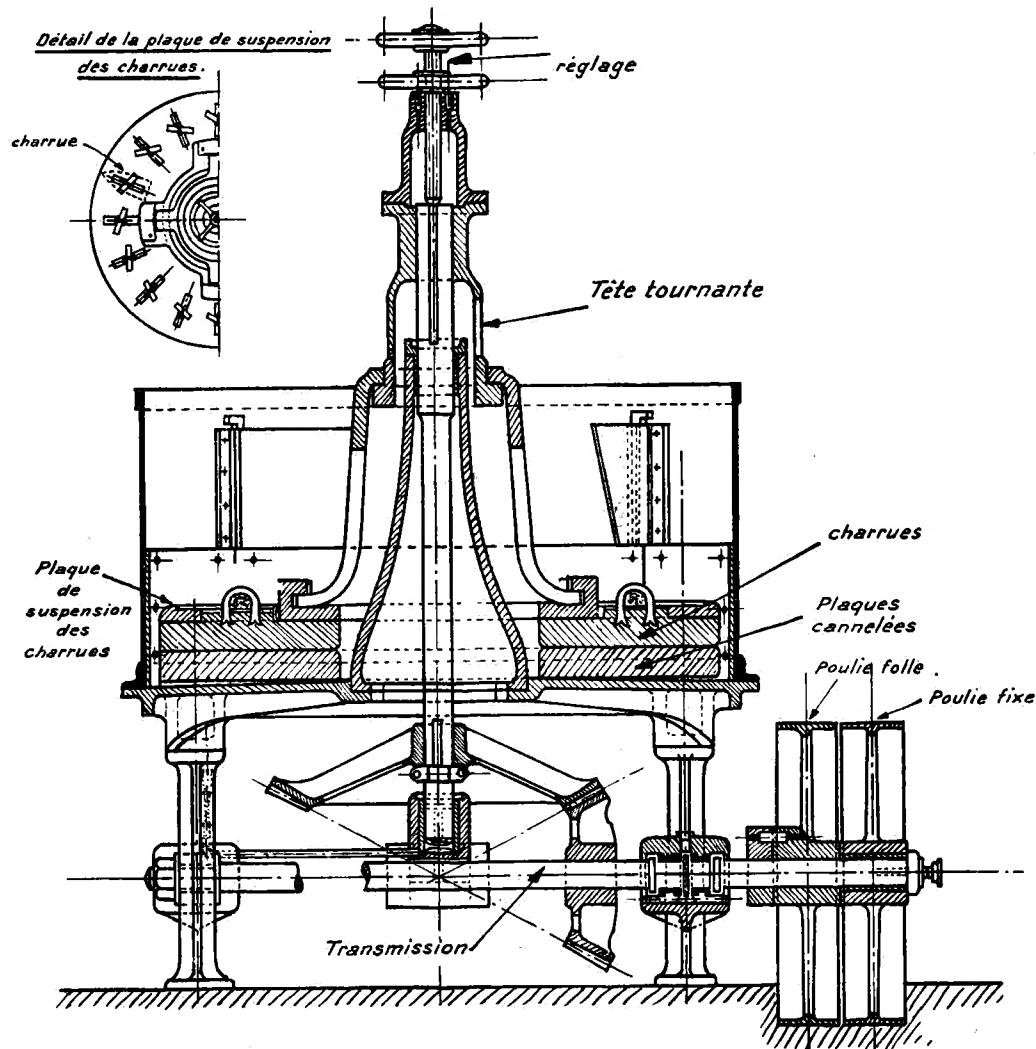
Dans le but de récupérer ce mercure, la pulpe neutralisée passe sur une table d'amalgamation ordinaire où la majeure partie des produits intéressants est récupérée. Ensuite, le tailing de cette opération est dirigé vers le bac de 15 m<sup>3</sup> situé à la partie inférieure de l'atelier de flottation, d'où il est repompé vers le bac de 40 m<sup>3</sup>, en tête de la dégrossisseur.

De cette façon, les grains de pyrite qui auraient échappé au grillage, ainsi que les particules d'amalgame ou de mercure farineux qui auraient pu se sauver de la table seront repris par les machines de flottation pour, finalement, se joindre aux mousses de la dernière finisseuse.

d) *Clean-up du grinding pan.* Nous avons exposé au chapitre traitant de l'amalgamation, que le mercure aureux non saturé dissolvait

plus aisément l'or que le mercure frais. Il faut donc, pour que le grinding pan donne son coefficient d'extraction maximum, que le mercure de l'appareil contienne une certaine quantité d'or, soit 15 kg. de métal pour 300 kg. de mercure ou 5 %.

Après chaque opération, il faut maintenir cette quantité constante. Dans ce but, il suffit de prélever, chaque jour, un certain poids d'amalgame et de remplacer le poids de mercure ainsi enlevé par une quantité correspondante de mercure frais.

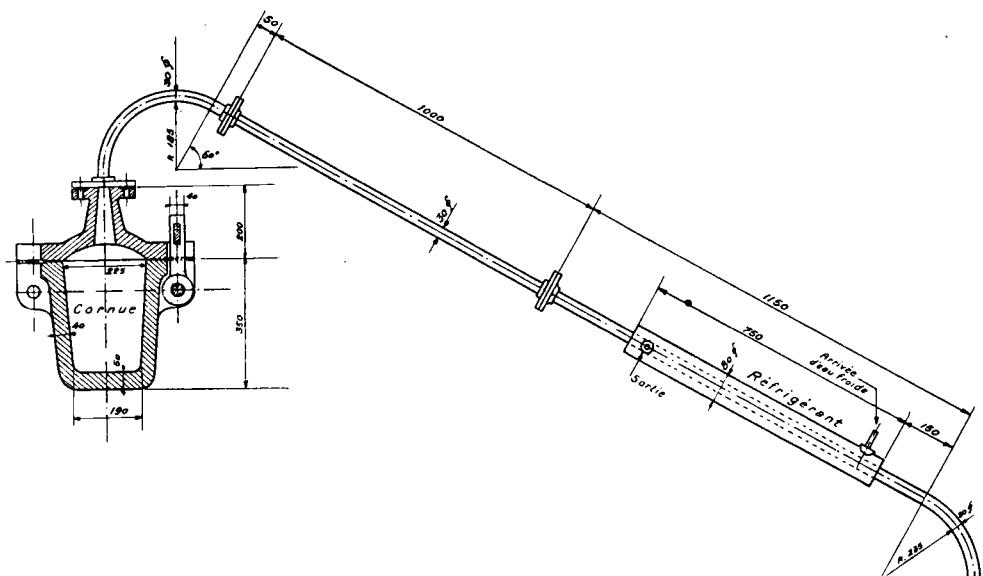


CROQUIS N° 62. — Coupe schématique du grinding pan ou amalgamateur mécanique pour le traitement des concentrés de flottation grillés.

L'amalgame prélevé est pressé et le mercure récupéré rentre en magasin comme celui qui proviendra ultérieurement de la distillation.

Si l'on prélève chaque jour, par exemple, 30 kg. de mercure, et si l'on constate que l'or fourni par cette quantité augmente, c'est qu'on enlève moins de métal qu'on en ajoute chaque jour. Il faut donc augmenter les récoltes ou les diminuer en cas contraire.

C'est l'ingénieur en charge qui détermine les quantités à prélever. Il faut également veiller à ce que le mercure ne se sulfure pas, car



CROQUIS N° 63. — Cornue de distillation de l'amalgame pressé.

dans ce cas il se pulvérise dans la masse et entraîne, sous forme d'amalgame, des pertes importantes en or.

Lorsqu'on constate un commencement de sulfuration, il faut purifier le mercure du grinding pan par distillation, en présence de limaille de fer qui fixe le soufre.

Comme le grinding pan contient toujours une assez grande quantité d'or, il est placé dans un local fermé et parfaitement surveillé, où quelques personnes seulement ont le droit de pénétrer.

Suivant l'origine du minéral le concentré contient parfois une quantité assez intéressante de métaux et de métalloïdes rares, tels que platine, paladium, molybdène, sélénum.

Dans ces conditions, le traitement sommaire au grinding pan n'est plus intéressant, et nous envisageons l'expédition de concentrés à haute teneur en Belgique, en vue de leur traitement final, aux Usines Métallurgiques d'Hoboken, où tous les produits de valeur seront intégralement récupérés et mis à la disposition de l'économie nationale.

#### **TRAITEMENT DE L'AMALGAME**

Comme nous l'avons exposé antérieurement, l'amalgame est remis tous les jours par les différentes usines au laboratoire. Celui-ci le garde en stock dans un coffre-fort et tient séparément les poids respectifs fournis par chacun des centres productifs.

Toutes les décades, le laboratoire en effectue les distillations qui se font dans de grandes cornues en fonte hématite, dont croquis n° 63.

Les dimensions de celles-ci sont conçues pour une contenance de 50 kg. d'amalgame pressé<sup>(1)</sup>.

Les fragments de ce dernier sont enveloppés séparément dans des feuilles de papier de soie, afin d'empêcher, au cours de la distillation, les morceaux de se souder les uns aux autres et d'éviter que des plaques d'or adhèrent très fortement aux parois de la cornue.

Il est plus utile d'opérer les distillations par décade qu'à la fin de chaque mois, car on peut avancer les envois d'or au siège social en vue de le faire bénéficier, le plus rapidement possible, de la valeur de l'or produit.

De plus, en opérant de la sorte, les Services métallurgique et minier sont mis rapidement au courant de la variation de la production réelle de chaque usine et peuvent en tirer des conclusions fort utiles sur les teneurs récupérées sur le mineraï mis en œuvre.

En modifiant la nature, la composition des minéraux des chantiers, ils peuvent plus facilement régulariser leur production et atteindre les taux fixés par le programme de production.

Si la production d'une usine n'est pas suffisante pour remplir toute la cornue, on sépare les boules d'amalgame provenant des différents centres productifs par des plaques de tôle perforées de trous très fins. On

---

<sup>(1)</sup> Ces cornues spécialement étudiées par notre Service technique sont fabriquées par l'industrie nationale et donnent entière satisfaction.

peut ainsi recueillir rigoureusement la production en or fondu de chaque usine et établir les prix de revient respectifs ainsi que les rendements à la distillation, lesquels diffèrent suivant la provenance.

A titre d'exemple, disons que l'amalgame fourni par l'usine de concentration donne un rendement de 28 %, alors que celui fourni par l'usine du mont Tsi atteint jusqu'à 60 %. On trouve la cause de cette différence dans la texture même de l'or. On comprend que les gros grains de métal figés dans l'amalgame ne sont qu'entourés d'une pellicule de mercure. Le cœur du grain reste métallique, tandis que les minerais donnant de l'or très fin se transforment complètement en  $Hg^2 Au$ , qui, théoriquement, ne contient que 35 % d'Au.

**FUSION EN LINGOTS.** — L'or brut est ensuite transformé en lingots dont le poids total, emballage compris, ne dépassera pas celui admis par la Convention postale internationale de Stockholm, qui s'est réunie en vue de réglementer le transport des métaux précieux.

A cet effet, on pèse un poids d'or brut rigoureusement fixé par calcul. Le métal est placé dans un creuset de graphite, avec un peu de borax et de nitrate de potassium, et est fondu dans un four à charbon de bois, à tirage forcé.

Le lingot obtenu dans un moule *ad hoc*, soigneusement débarrassé de sa scorie, est ensuite rigoureusement pesé, marqué et ensuite emballé. Sa marque et son poids sont repris sur un bordereau spécial qui accompagne l'expédition.

Chaque lingot est foré afin d'en déterminer le titre et par suite les quantités d'or et d'argent fin qui pourront être vendues après affinage.

Les résultats de ces analyses sont communiqués au Service du prix de revient d'Afrique, afin d'établir la situation économique mensuelle de chacun des centres productifs.

Ajoutons que les scories provenant de la fonte de tous les lingots sont retraitées au broyeur à boulets en présence de mercure.

L'amalgame ainsi recueilli est réparti le mois suivant entre toutes les usines, proportionnellement au poids d'or fondu dont elles ont été créditées antérieurement.

Bruxelles, le 26 mai 1933.





PLANCHE I



PHOTO n° 1. — Filon du massif C. Nord de la mine de Kanga (Kilo, mars 1933). Masse quartzeuse intrusif dans les schistes phylladeux, visibles au toit et au mur du filon (puissance : 2 mètres).

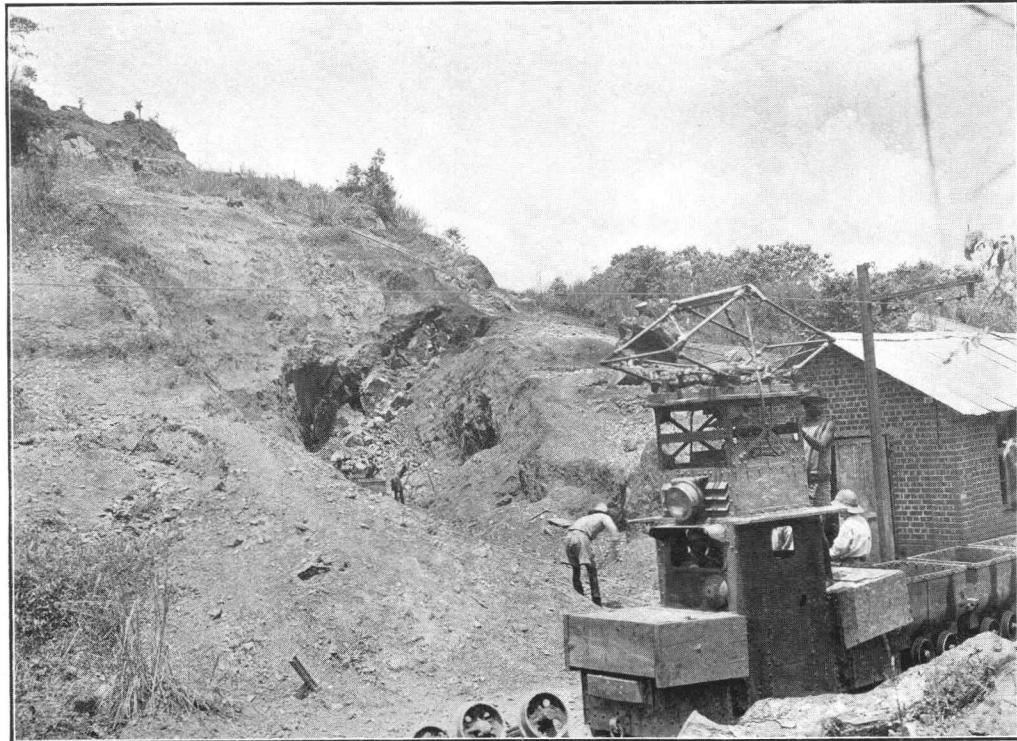


PHOTO n° 2. — Filon du massif B de la mine de Kanga (Kilo, mars 1933), intrusif dans des schistes phylladeux altérés (puissance : 1m50). Le cliché montre la tête d'un train de minerai à traction électrique.

PLANCHE II

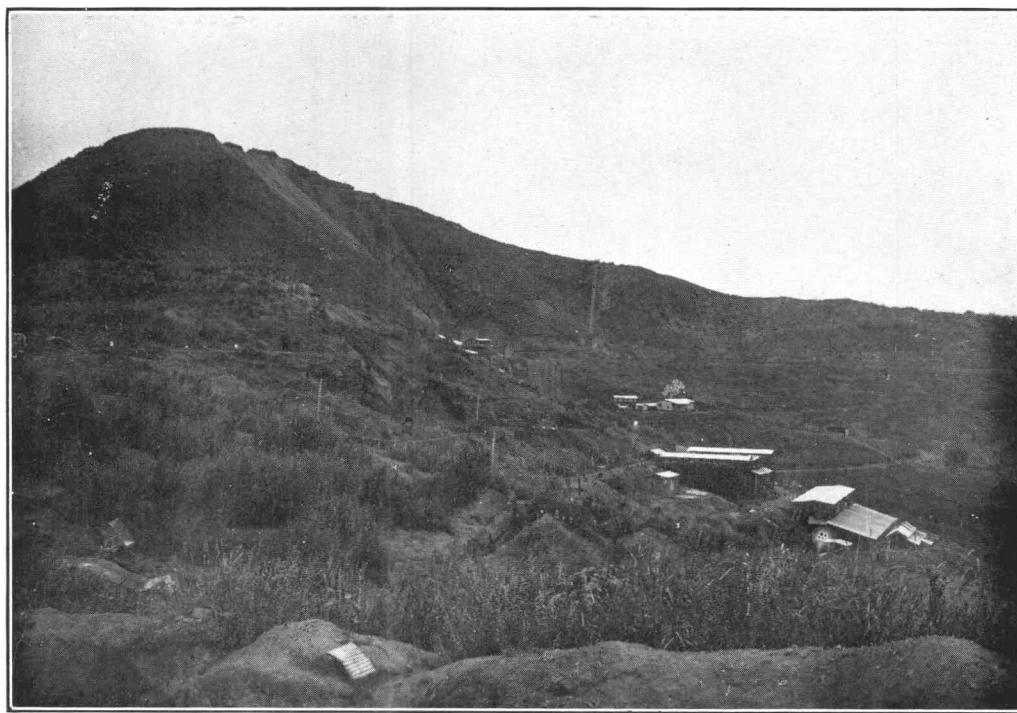


PHOTO n° 3. — Vue d'ensemble de la mine et des installations de traitement du Mont Tsi à Kilo. Le minerai est constitué par les terres abattues en haut de la colline (1.700 m.) et qui descendent par simple gravité dans une trémie naturelle. Ce sont ces conditions de gisement extrêmement favorables qui permettent le prix de revient actuel (voir tableau n° 2) et dont on prévoit une diminution très sensible dans un avenir prochain.

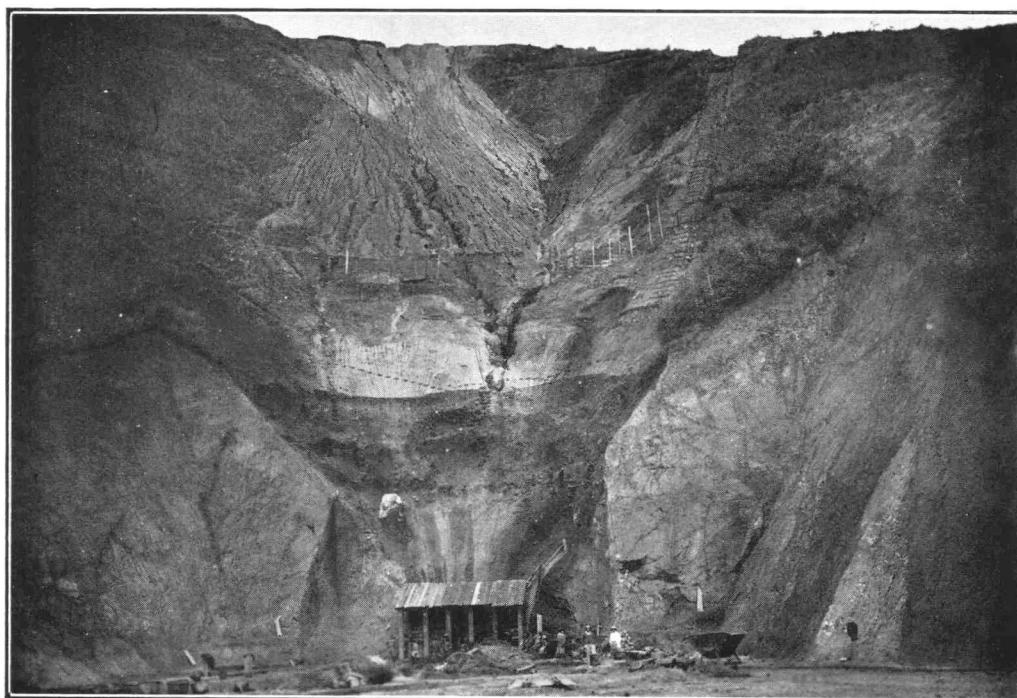


PHOTO n° 4. — Trémie naturelle de la mine du Mont Tsi à Kilo.  
Capacité : 1 million de tonnes.

PLANCHE III



PHOTO n° 5. — Arrivage du minerai tout-venant à la partie supérieure de la trémie I du schéma (croquis n° 16).

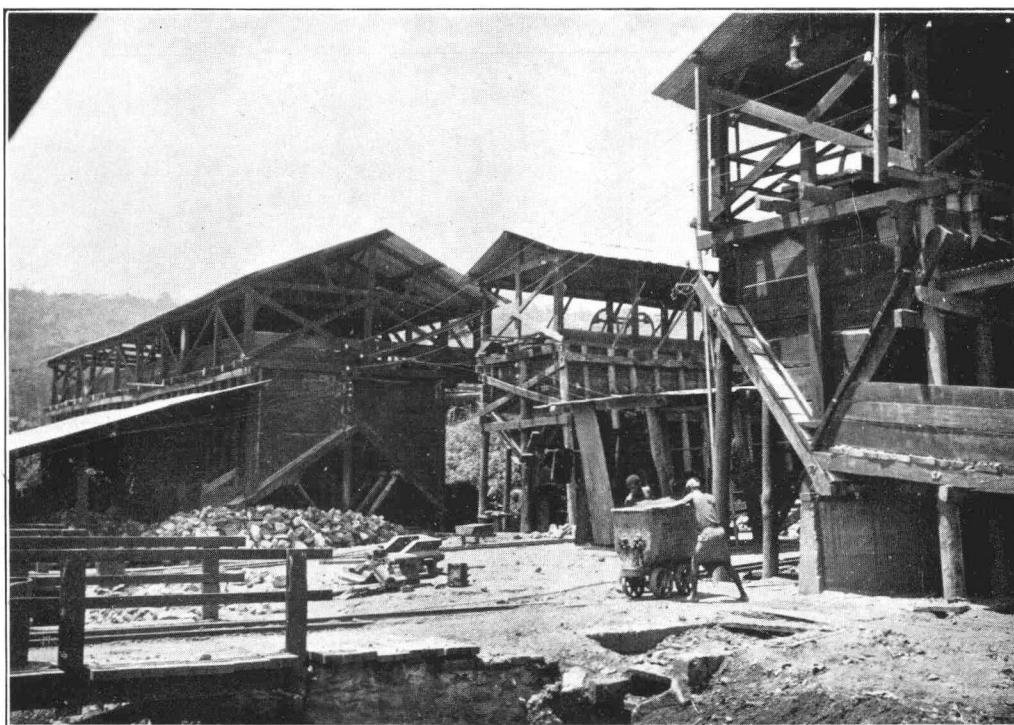


PHOTO n° 6. — Trémies à minerai de la mine de Kanga (Kilo). La trémie à gauche représente celles indiquées par les n°s I et II du croquis n° 16. Elle est en charge sur six moulins chiliens. Les deux autres sont d'installation plus ancienne et contiennent le minerai pour un autre groupe de quatre chiliens et celui en réserve pour les heures creuses de la mine.

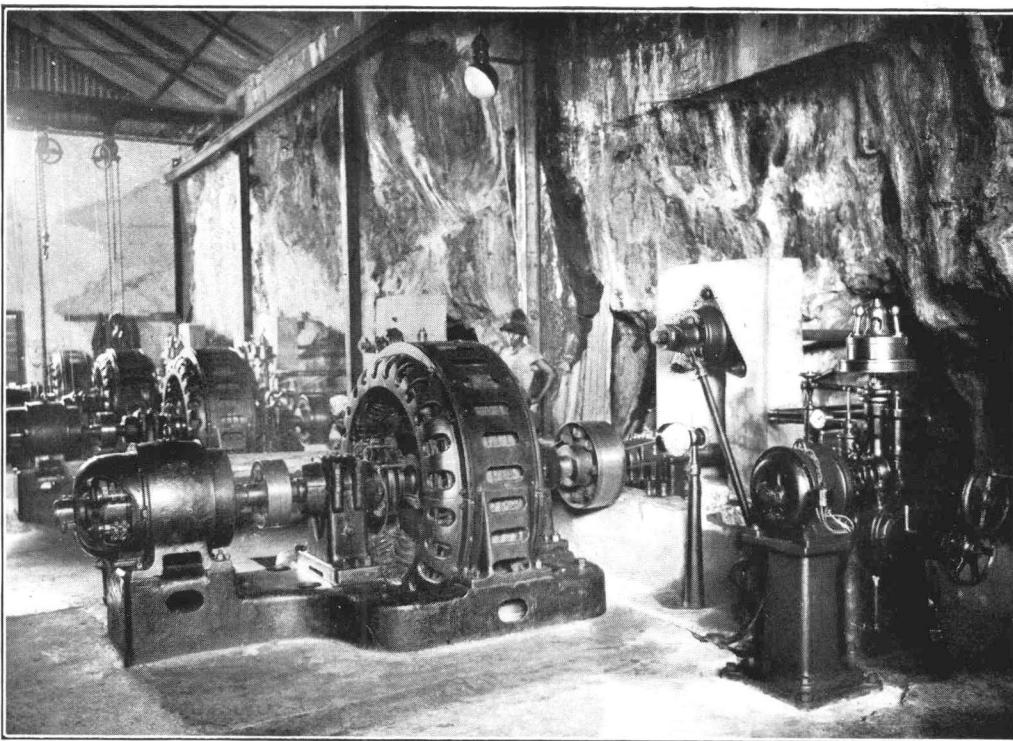


PHOTO n° 7. — Vue de la centrale Kilo-Solénama I. La plate-forme est taillée dans la roche. Les turbines sont noyées dans des puits creusés dans la roche dure.

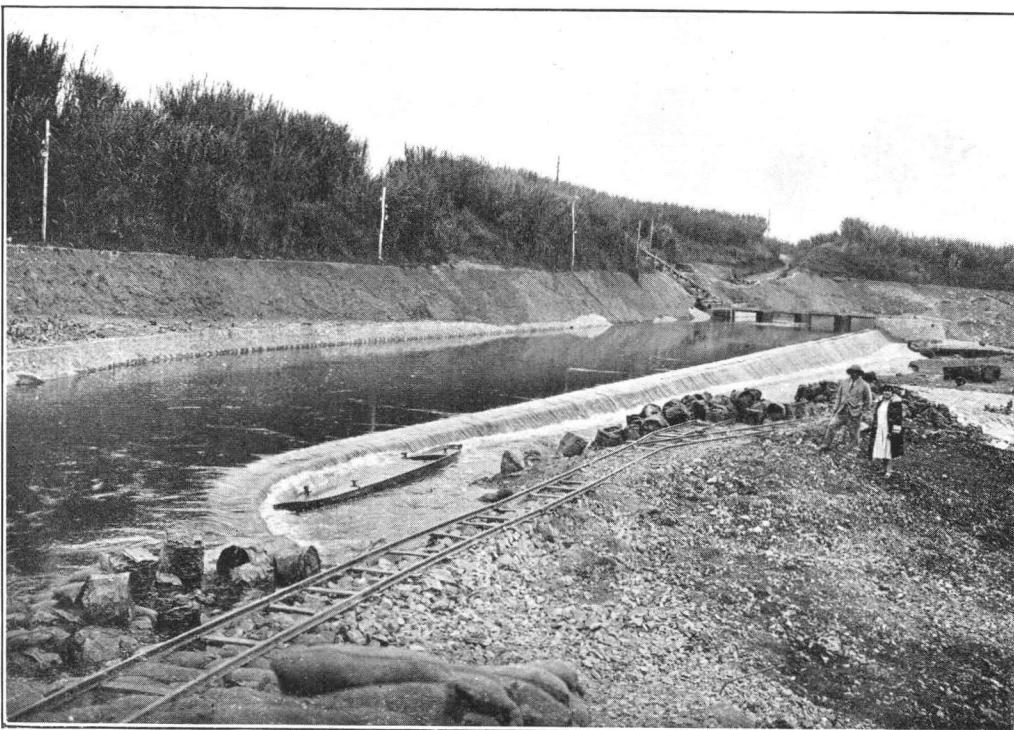


PHOTO n° 8. — Le canal d'amenée et le déversoir de la centrale hydro-électrique n° 2 de Kilo-Solénama installée sur la rivière Shari. (Fin des travaux.)

PLANCHE V

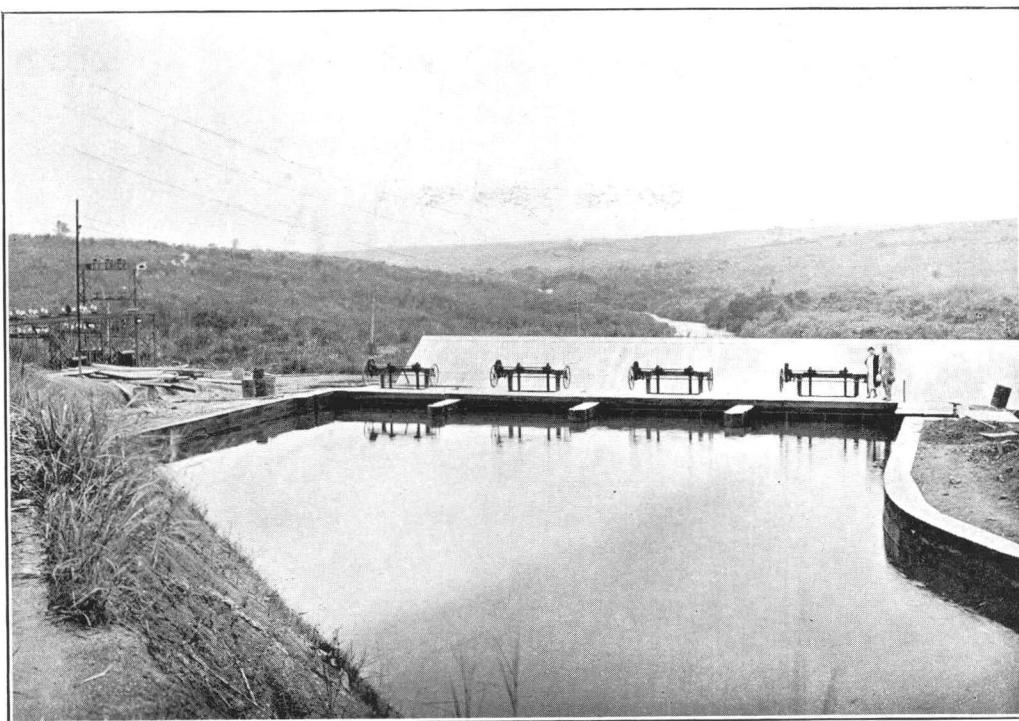


PHOTO n° 9. — La chambre de mise en charge et la sous-station 550-30.000 V. de la centrale n° 2 de Kilo-Soléniamba.

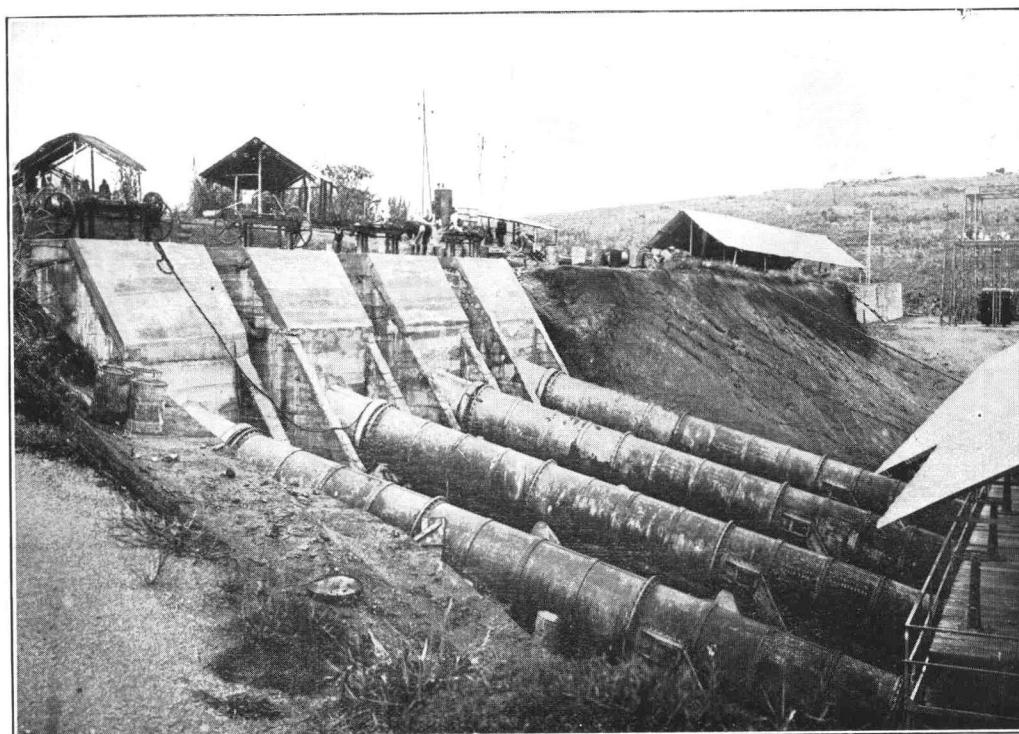


PHOTO n° 10. — Les conduites forcées de la centrale n° 2 de Kilo-Soléniamba à la fin du montage.



PHOTO n° 11. — Le canal de fuite de la centrale n° 2 de Kilo-Solénama au moment où les travaux touchent à leur fin.

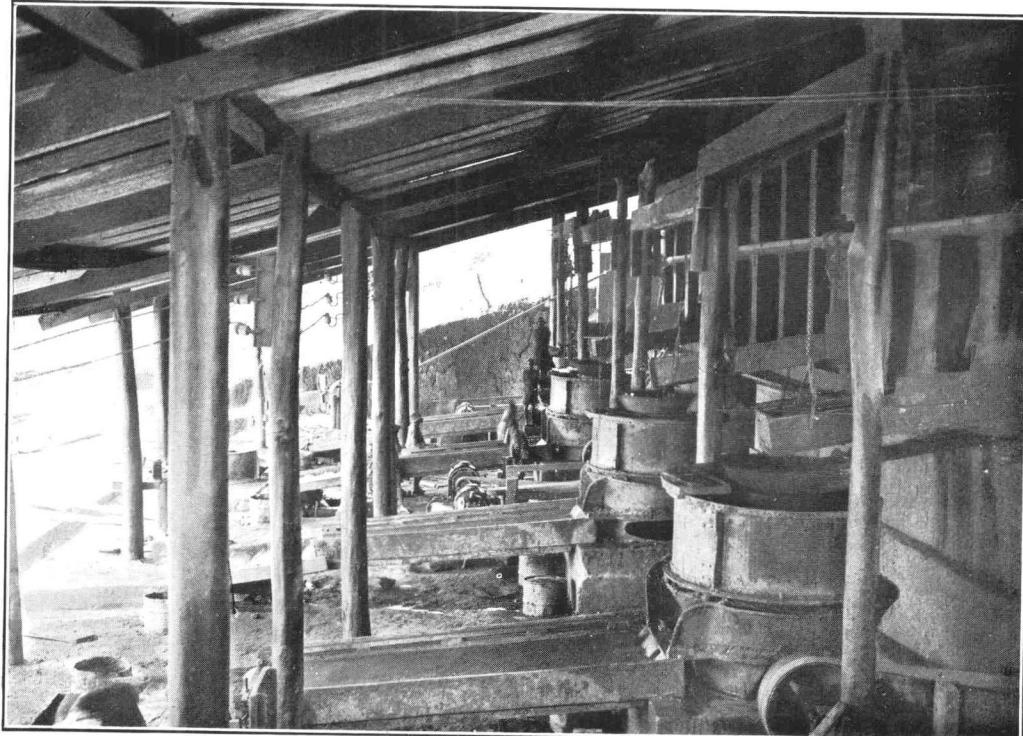


PHOTO n° 12. — Mine de Kango (Kilo). Vue d'ensemble d'un groupe de quatre moulins chiliens avec tables d'amalgamation et appareils de récupération (I) du croquis n° 35.

PLANCHE VII

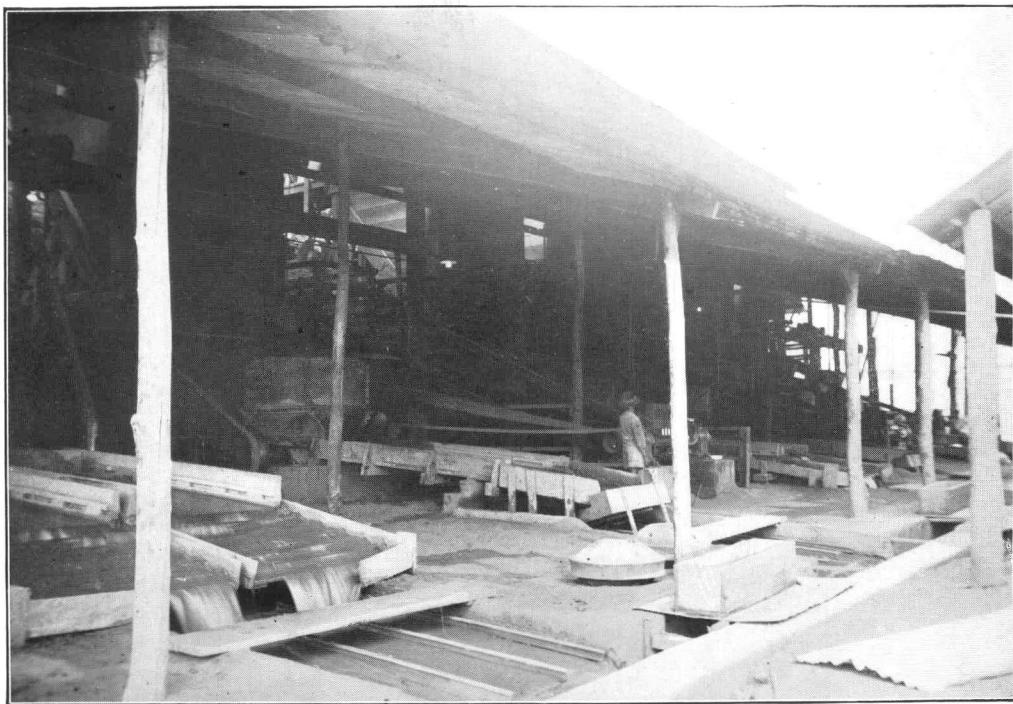


PHOTO n° 13. — Appareils I et III du croquis n° 35 placés en aval des tables amalgamées d'une série de six moulins chiliens à la mine de Kanga (Kilo).



PHOTO n° 14. — Appareils de récupération installés suivant croquis n° 35.

PLANCHE VIII

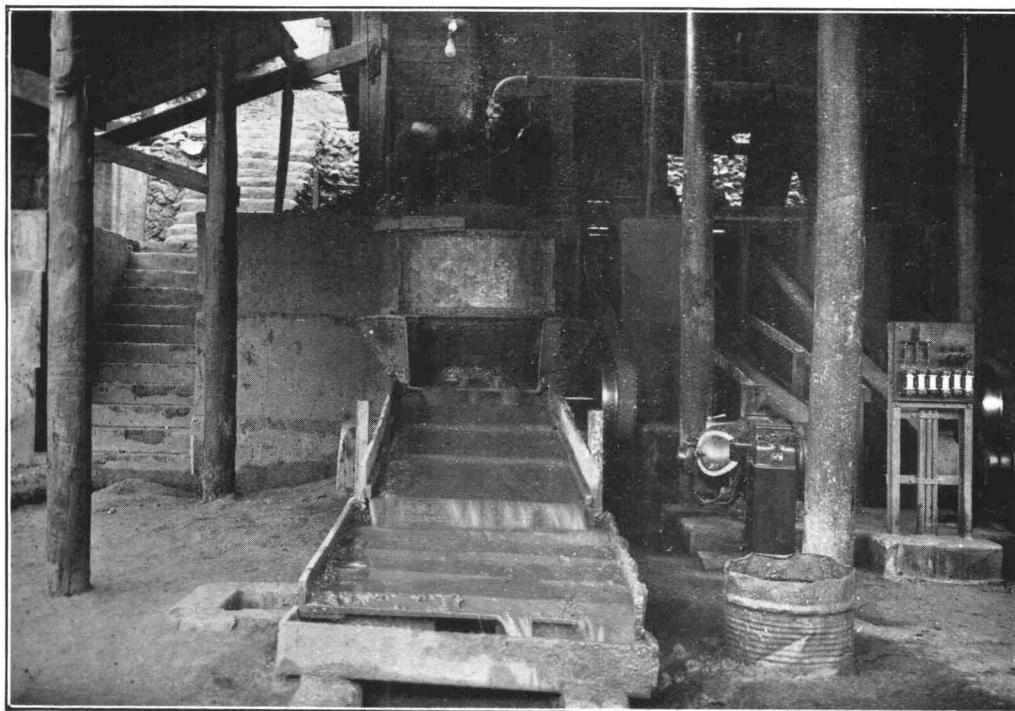


PHOTO n° 15. — Moulin chilien et sa première table amalgamée, ainsi que le premier appareil de récupération. Cette vue montre une table installée à contre-pente, donc mal réglée, ce qui diminue la surface utile active de la table et de la récupération.

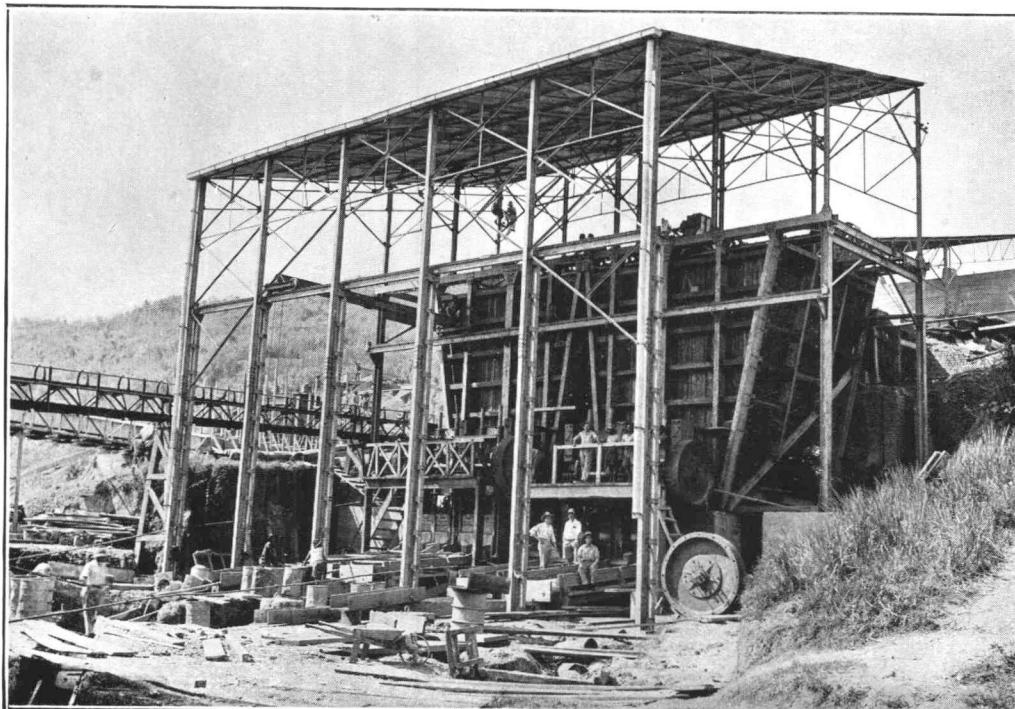


PHOTO n° 16. -- Trémie et Nyssen Stamp Mill de l'Usine de concentration du Nizi (Kilo) pendant leur montage.

## PLANCHE IX

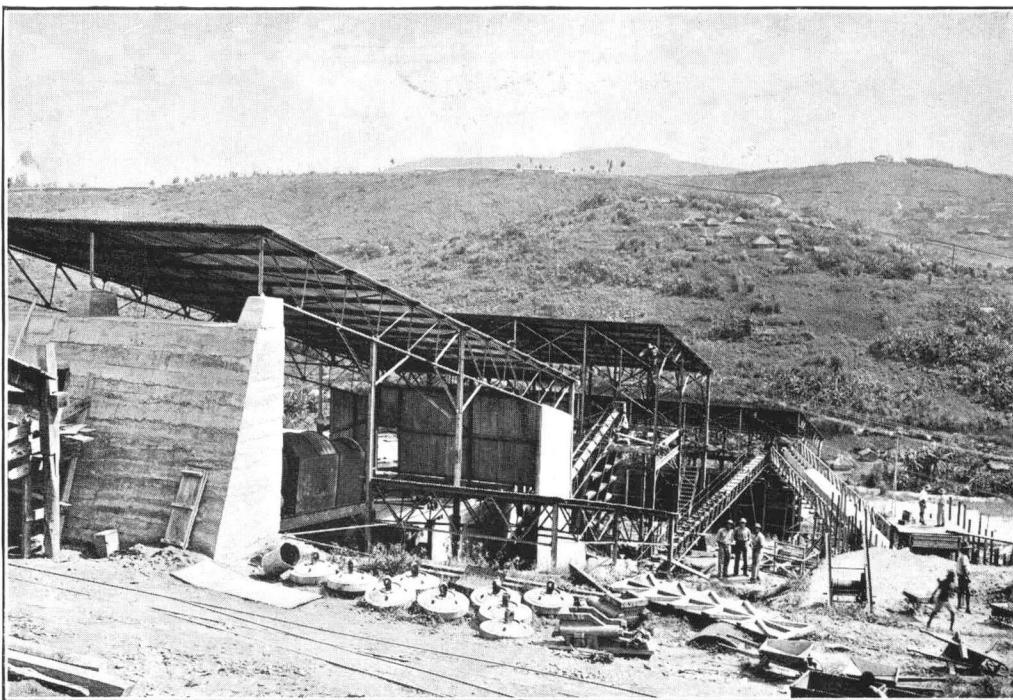


PHOTO n° 17. — Mur de la trémie de l'apron feeder commandant l'atelier de concassage-triage de l'Usine de concentration du Nizi (Kilo). On voit successivement les trémies des Nyssen Stamp Mill et des tubes mills lors du montage. Au premier horizon on aperçoit les deux camps des travailleurs et à l'arrière-plan la colline du Yégu avec les plantations pour bois de mines.



PHOTO n° 18. — Usine de concentration du Nizi (Kilo) en montage, en juillet 1931. Vue montrant l'atelier des tubes mills dont les trois unités sont déjà installées. En contre-bas la charpente de l'atelier de flottation en montage, à gauche duquel on voit le Dorr Thickener.

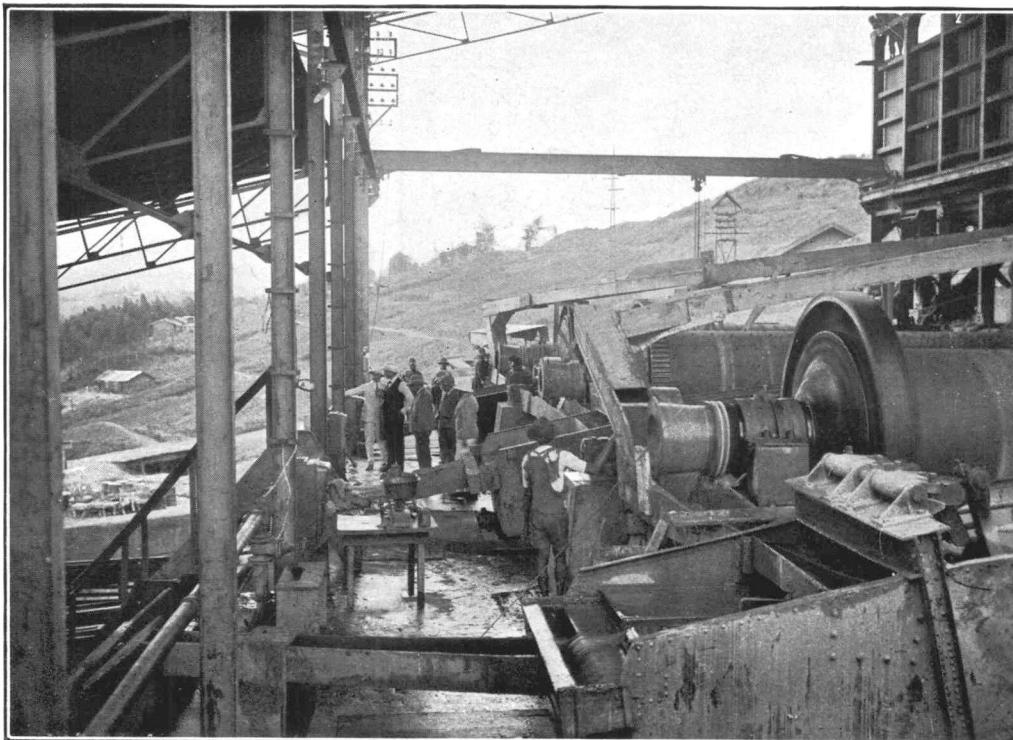


PHOTO n° 19. — Tube Mill en activité en circuit fermé avec les Dorr classifiers, dont on aperçoit le départ de l'« overflow » vers la super-amalgamation à gauche, fortement en contre-has. (Cette photographie a été prise le 29 mars 1932, au moment de la visite du Souverain.) Cet Auguste Visiteur écoutant les détails d'installation de l'usine qui lui sont donnés par l'auteur du Mémoire.

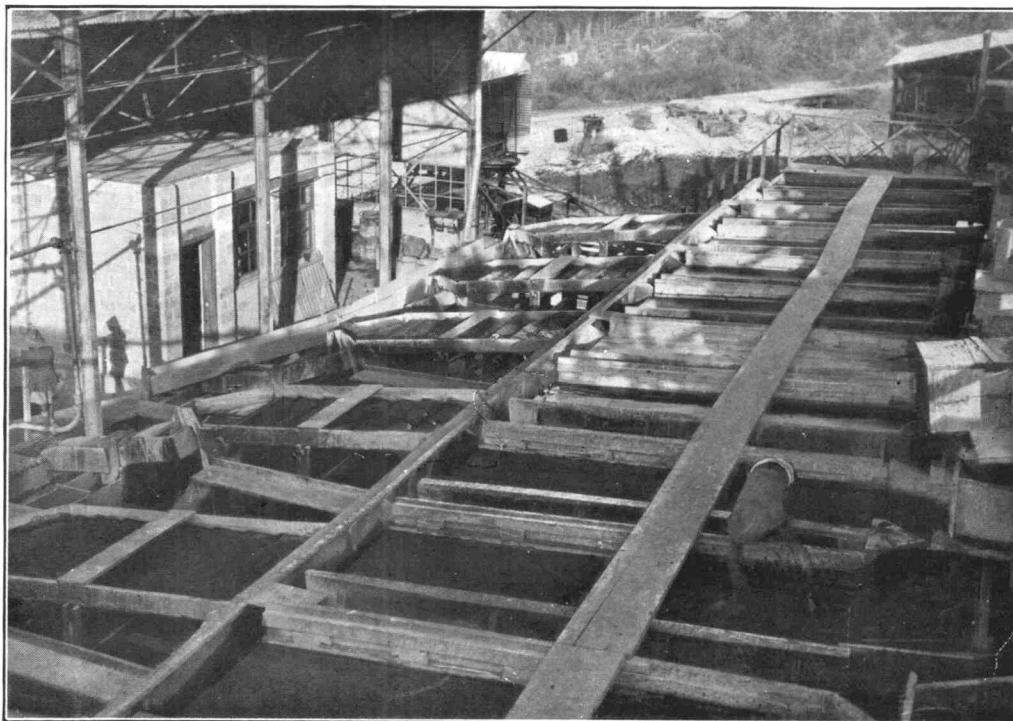


PHOTO n° 20. — Série de quinze tables amalgamées, soit une surface de 70,5 m<sup>2</sup> sur laquelle s'étendent les « overflow » à 150 mesh par pouce linéaire provenant des Dorr classifiers. Ces tables captent l'or libre qui s'est détaché des cristaux de pyrite, après pulvérisation de ceux-ci. Après ces tables, la pulpe est épaisse au Dorr Thickener, avant de passer à l'atelier de flottation.

PLANCHE XI

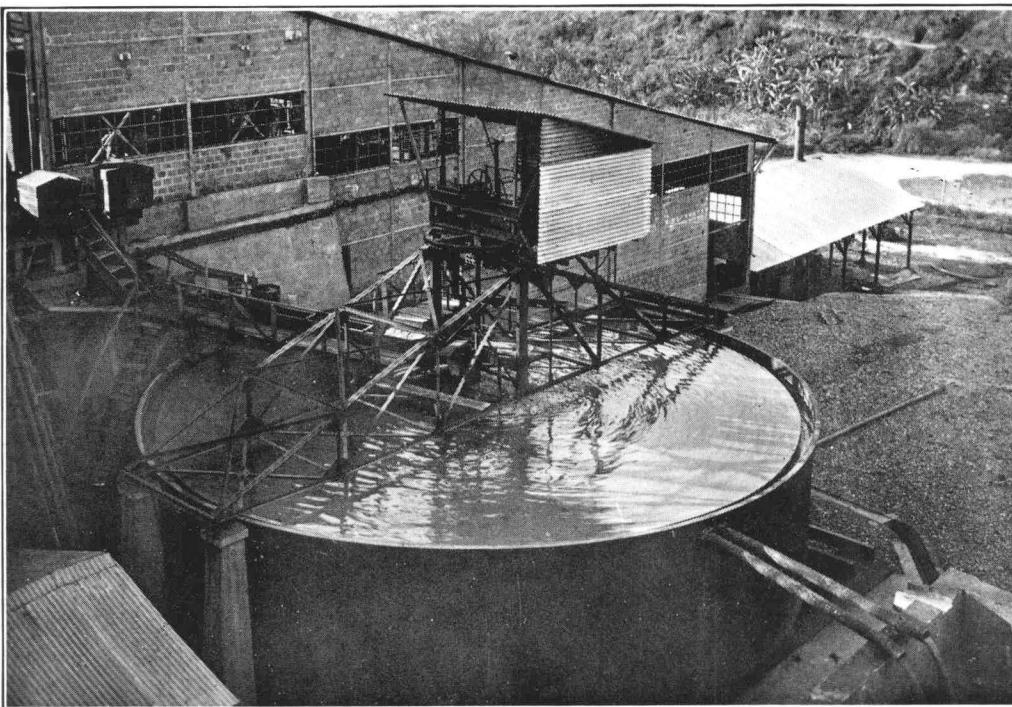


PHOTO n° 21. — Dorr Tickener en marche (janvier 1932). C'est un épaississeur continu des pulpes sortant des tubes mills et se rendant à l'atelier de flottation. On aperçoit, à l'extrémité de l'usine, l'atelier de grillage avec la cheminée du four, et en contre-bas, la carrière de l'exploitation des « tailings » remontés par plan incliné aux trémies des tubes mills.

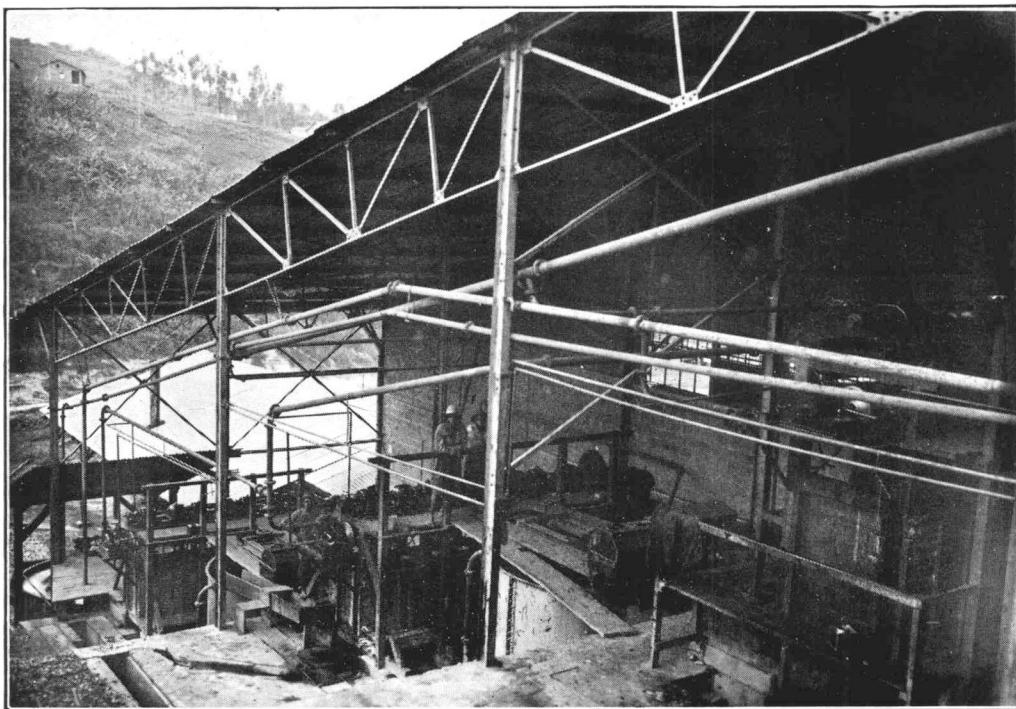


PHOTO n° 22. — Vue d'ensemble montrant les trois machines en cascade de l'atelier de flottation.

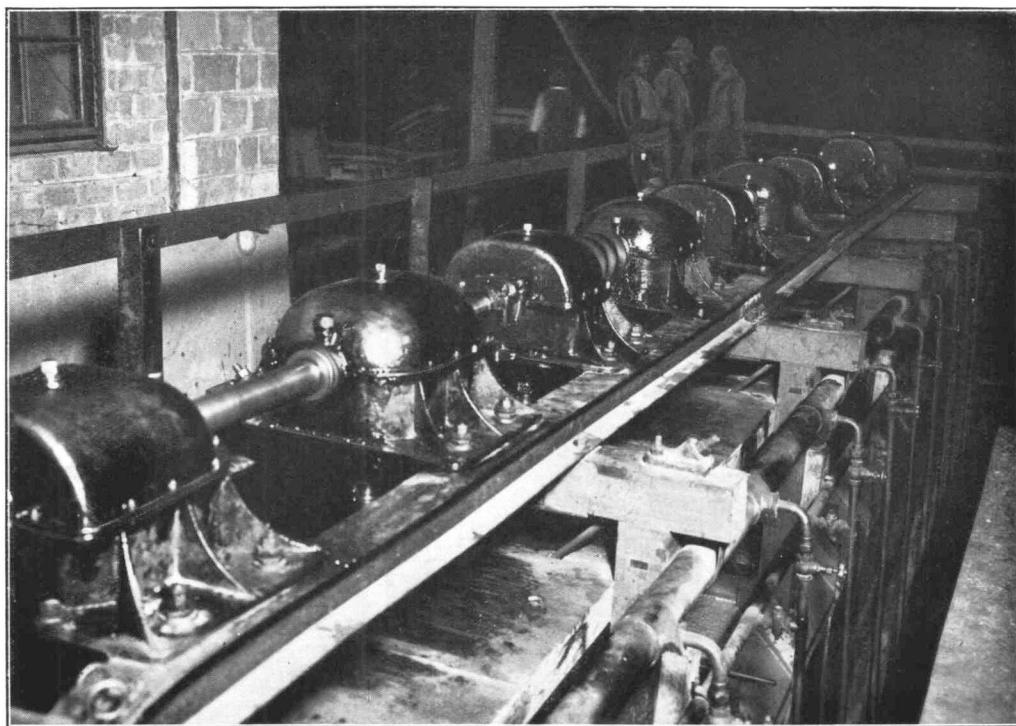


PHOTO n° 23. — La machine dégrossisseur à dix cellules vue à sa partie supérieure.

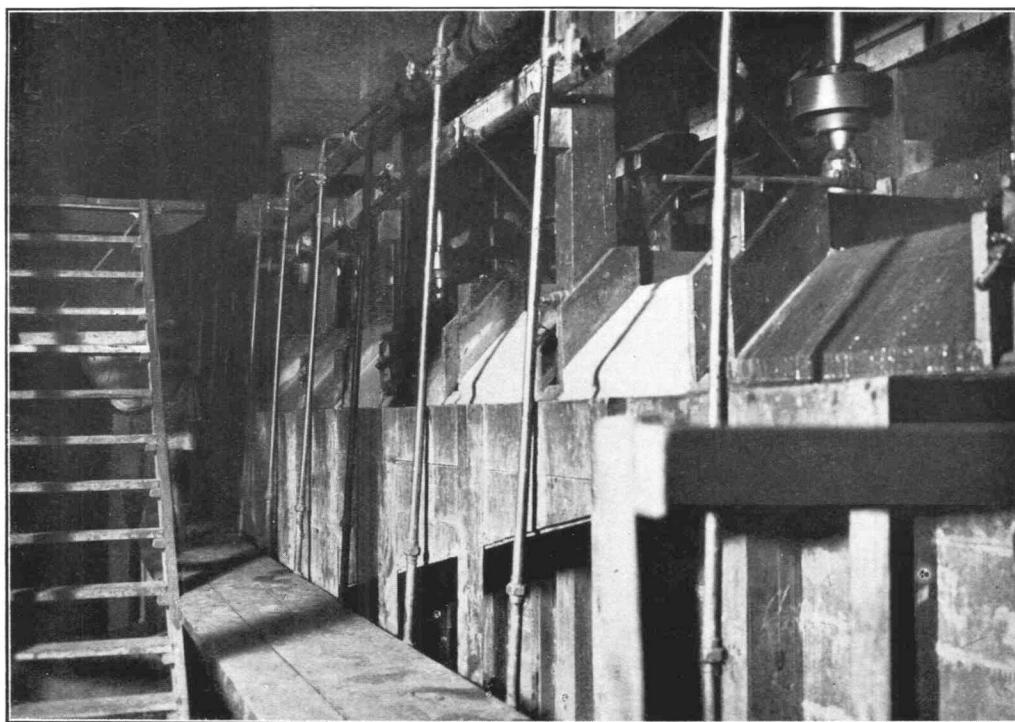


PHOTO n° 24. — Le bac collecteur des mousses de la dégrossisseur de l'atelier de flottation. Usine de concentration du Nizi (Kilo).

## TABLE DES MATIÈRES DES CROQUIS

Croquis Nº	Pages.
1 Esquisse géologique de la Concession des Mines d'or de Kilo-Moto. Congo belge. — Éch.= 1:2.000.000 . . . . .	8-9
2 Pénétration du filon n° 3 dans la diorite . . . . .	13
3 Coupe schématique de la mine de Dubele . . . . .	13
4 Coupe, par le méridien, du puits Léopold de la mine du Nizi, montrant l'allure du filon n° 1 . . . . .	17
5 Diagramme montrant la différence d'amalgamation entre l'or et l'argent d'une même masse de sulfure en fonction de la finesse de broyage . . . . .	20
6 Vue en élévation Est-Ouest du filon n° 1 du Nizi, montrant les zones à égales teneurs, d'après l'échantillonnage systématique souterrain . . . . .	22
7 Diagramme montrant comment s'est faite artificiellement la migration de l'or contenu dans un mélange de sable et de pyrite aurifère par circulation lente d'une liqueur contenant 10 gr. HN 0 <sup>3</sup> et 4 gr. N.a Cl. par mètre cube . . . . .	25
8 Vue schématique de l'auto-mixte, appareil servant aux essais d'amalgamation des minerais aurifères . . . . .	32
9 <i>Courbes I</i> : Diagramme du rendement de l'amalgamation en fonction du temps, pour les minerais de trois mines différentes <i>Courbes II</i> : Diagramme du rendement de l'amalgamation en fonction de la finesse de broyage . . . . .	34
10 Diagramme montrant à finesse et à dilution constantes les différents rendements à l'amalgamation en fonction du temps pour du minerai contenant soit de l'or cuivreux, soit de l'or rouillé (courbe obtenue par l'auto-mixte) . . . . .	35
11 Coupe schématique montrant la disposition des éluvions par rapport à un filon affleurant en surface . . . . .	37
12 Courbe du tonnage en fonction des teneurs . . . . .	41
13 et 14 Moulin chilien. Coupe et vue en élévation . . . . .	46-47
15 et 16 Schéma en plan et en élévation de la disposition des trémies des concasseurs et des voies Decauville d'une usine équipée de quatre moulins chiliens . . . . .	48-49
17 Cellule de traitement entièrement métallique démontable, comprenant : culbuteur, cribleur, concasseur, trémie, distributeur, moulin chilien, plaque amalgamée et moteurs électriques, pour gîte riche à tonnage limité. Capacité mensuelle : 1.000 tonnes de quartz . . . . .	50
18 Moulin chilien. Bandage de meule en acier silico-manganéux fourni par l'industrie nationale. Poids neuf : 220 kg. Poids moyen après usage : 22 kg.; dureté Brinell : 240-280; pourcentage d'utilisation : 90 %. . . . .	52

156 TRAITEMENT DES MINERAIS AURIFÈRES D'ORIGINE

Croquis Nº	Pages.
19 Moulin chilien. Chemin de roulement en acier silico-manganéux fourni par l'industrie nationale. Poids neuf : 284 kg.; poids après usage : 20 kg.; dureté Brinell : 240-280; pourcentage d'utilisation : 93 % . . . . .	54
20 Tête tournante de moulin chilien avec blindage en acier manganèse . . . . .	55
21 Moulin chilien. Axe de meule ou roller-trunnion, ancien modèle d'origine anglo-saxonne modifié actuellement par l'industrie nationale (croquis n° 22). . . . .	56
22 Moulin chilien. Roller-trunnion ou axe de meule breveté après addition d'une buselure en acier à haute résistance . . . . .	57
23 Croquis montrant la disposition prise pour la protection des coussinets des rollers-trunnions . . . . .	58
24 Tonnage broyé par un moulin chilien en fonction du quartz contenu dans un éluvion . . . . .	62
25 Eprouvette en cuivre pour déterminer la dilution des pulpes . . . . .	63
26 Schéma standard pour l'installation des transmissions entraînant un moulin chilien et son concasseur . . . . .	69
27 Schéma montrant la disposition du réseau électrique alimentant les centres productifs alluvionnaires et filoniens de la mine de Kilo au 31 décembre 1932, ainsi que les diverses utilisations du courant dans les industries connexes aux exploitations . . . . .	67
28 Vue générale du concasseur Dodge 8" x 12" . . . . .	71
29 Pièce à casser en fonte des concasseurs Dodge . . . . .	72
30 Coupe schématique du concasseur Blake 12" x 8" . . . . .	73
31 Charpente et assemblage d'une table d'amalgamation . . . . .	76
32 Coupe schématique longitudinale d'une table d'amalgamation en travail . . . . .	78
33 Schéma d'une presse à amalgame . . . . .	80
34 Vue en détail du croquis n° 35 . . . . .	82
35 Disposition des récupérateurs d'une usine de traitement comportant six moulins chiliens (type Tsi-Kanga) (voir photogr. n° 6)	86
36 Aspect d'une batterie californienne à cinq pilons et d'une batterie de Nyssen stamp mill à quatre flèches battant dans des mortar box séparés . . . . .	95
37 Schéma montrant l'assemblage du falling-weight d'un Nyssen stamp mill . . . . .	97
38 Coupe par un mortier de Nyssen stamp mill . . . . .	98
39 Nyssen stamp mill. Came avec cale prismatique . . . . .	99
40 Nyssen stamp mill. Came avec cale hélicoïdale . . . . .	99
41 Diagramme montrant les mouvements d'une flèche de Nyssen pendant une révolution de l'arbre à came d'un Nyssen stamp mill . . . . .	100
42 Dispositif automatique d'alimentation d'un Nyssen stamp mill . . . . .	101
43 Schéma topographique montrant les exploitations filoniennes reliées à l'usine de concentration . . . . .	109
44 Circuit d'alimentation matières pour usine de flottation . . . . .	110-111
45 Try-pass (10 du croquis n° 44) répartiteur de pulpe provenant des bocards ou des moulins chiliens vers différents tubes mills . . . . .	111

Croquis N°	Pages.
46 Atelier de concassage, de triage et de répartition installé en tête de l'usine de concentration du Nizi (Kilo) . . . . .	113
47 Tube mill à pebbles utilisé à l'usine de concentration du Nizi (Kilo) . . . . .	114
48 Commande d'un tube mill à pebbles . . . . .	115
49 Revêtement en acier spécial pour tube mill à pebbles. La forme du voussoir permet aux pebbles de se fixer dans les alvéoles. Ces pebbles constituent ainsi un revêtement siliceux protecteur de celui en acier . . . . .	117
50 Alimentation automatique du tube mill à pebbles par cuillère dans une auge à mineraï . . . . .	119
51 Screw Feeder ou distributeur automatique de mineraï installé à la base des trémies des tubes mills . . . . .	120
52 Sortie du tube mill. Moyen simple provoquant la séparation de la pulpe allant au Dorr classifier et des pebbles usés ayant passé à travers la grille calibrée placée dans le tourillon du tube mill	121
53 Dorr classifier fonctionnant en circuit fermé avec un tube mill à pebbles pour la création d'"overflow" à 150 mesh par pouce linéaire, en vue d'une super-amalgamation, puis d'une flottation des minérais réfractaires . . . . .	124
54 Flow Sheet de l'alimentation et de la récupération d'eau pour le fonctionnement des tubes mills, Dorr classifier et Dorr thickener en marche normale . . . . .	131
55 Dorr thickener . . . . .	133
56 Pompe Patte . . . . .	135
57 Schéma des connexions du groupe Lister assurant la fourniture permanente du courant continu, en cas de déclenchement du réseau principal, à l'atelier de flottation, aux Dorr classifiers et aux Dorr thickener . . . . .	138
58 Vue en élévation et en coupe verticale des cellules de la machine dégrossisseur à dix cellules . . . . .	141
59 Atelier de flottation. Machine dégrossisseur à dix cellules. Schéma montrant le cheminement de la pulpe d'une cellule à la voisine de gauche . . . . .	143
60 Vue en plan montrant le râblage et la disposition des foyers et de la chambre à poussière du four Edwards . . . . .	144
61 Four Edwards. Coupe montrant la disposition des râbles mécaniques . . . . .	148
62 Coupe schématique du grinding pan ou amalgamateur mécanique pour le traitement des concentrés de flottation grillés . . . . .	150
63 Cornue de distillation de l'amalgame pressé . . . . .	151

## TABLE DES MATIÈRES DES PHOTOGRAPHIES

---

Photos  
N°

**PLANCHE I :**

- 1 Filon du massif C Nord de la mine de Kanga (Kilo, mars 1933). Masse quartzueuse intrusive dans les schistes phylladeux, visibles au toit et au mur du filon (puissance : 2 mètres).
- 2 Filon du massif B de la mine de Kanga (Kilo, mars 1933), intrusif dans des schistes phylladeux altérés (puissance: 1<sup>m</sup>50). Le cliché montre la tête d'un train de minerai à traction électrique.

**PLANCHE II :**

- 3 Vue d'ensemble de la mine et des installations de traitement du Mont Tsi à Kilo. Le minerai est constitué par les terres abattues en haut de la colline (1.700 m.) et qui descendent par simple gravité dans une trémie naturelle. Ce sont ces conditions de gisement extrêmement favorables qui permettent le prix de revient actuel (voir tableau n° 2) et dont on prévoit une diminution très sensible dans un avenir prochain.
- 4 Trémie naturelle de la mine du Mont Tsi à Kilo. Capacité : un million de tonnes.

**PLANCHE III :**

- 5 Arrivage du minerai tout-venant à la partie supérieure de la trémie I du schéma (croquis n° 16).
- 6 Trémies à minerai, mine de Kanga (Kilo). La trémie à gauche représente celles indiquées par les n°s 1 et 11 du croquis n° 16. Elle est en charge sur 6 moulins chiliens. Les deux autres sont d'installation plus ancienne et contiennent le minerai pour un autre groupe de quatre chiliens et celui en réserve pour les heures creuses de la mine.

**PLANCHE IV :**

- 7 Vue de la Centrale Kilo-Solénama I. La plate-forme est taillée dans la roche. Les turbines sont noyées dans des puits creusés dans la roche dure.
- 8 Le canal d'aménée et le déversoir de la centrale hydro-électrique n° 2 de Kilo-Solénama installée sur la rivière Shari (fin des travaux).

## Photos

N°

## PLANCHE V :

- 9 La chaîne de mise en charge et la sous-station 550-30.000 V. de la centrale n° 2 de Kilo-Solénama.
- 10 Les conduites forcées de la centrale n° 2 de Kilo-Solénama à la fin du montage.

## PLANCHE VI :

- 11 Le canal de fuite de la centrale n° 2 de Kilo-Solénama au moment où les travaux touchent à leur fin.
- \*12 Mine de Kanga (Kilo). Vue d'ensemble d'un groupe de quatre moulins chiliens avec tables d'amalgamation et appareils de récupération (1) du croquis n° 35.

## PLANCHE VII :

- 13 Appareils I et III du croquis n° 35 placés en aval des tables amalgamées d'une série de six moulins chiliens à la mine de Kanga (Kilo).
- 14 Appareils de récupération installés suivant croquis n° 35

## PLANCHE VIII :

- 15 Moulin chilien et sa première table amalgamée, ainsi que le premier appareil de récupération. Cette vue montre une table installée à contre-pente, donc mal réglée, ce qui diminue la surface utile active de la table et de la récupération.
- 16 Trémie et Nyssen stamp mill de l'usine de concentration du Nizi (Kilo) pendant leur montage.

## PLANCHE IX :

- 17 Mur de la trémie de l'apron feeder commandant l'atelier de cassage-triage de l'usine de concentration du Nizi (Kilo). On voit successivement les trémies des Nyssen stamp mill et des tubes mills lors du montage. Au premier horizon, on aperçoit les deux camps des travailleurs, et à l'arrière-plan, la colline du Yégu avec les plantations pour bois de mines.
- 18 Usine de concentration du Nizi (Kilo) en montage, en juillet 1931. Vue montrant l'atelier des tubes mills dont les trois unités sont déjà installées. En contre-bas la charpente de l'atelier de flottation en montage, à gauche duquel on voit le Dorr thickener.

## PLANCHE X :

- 19 Tube mill en activité en circuit fermé avec les Dorr classifiers, dont on aperçoit le départ de l'« overflow » vers la super-amalgamation à gauche, fortement en contre-bas. (Cette photographie a été prise le 29 mars 1932, au moment de la visite du Souverain). Cet Auguste Visiteur écoutant les détails d'installation de l'usine qui lui sont donnés par l'auteur du mémoire.
- 20 Série des quinze tables amalgamées, soit une surface de 70,5 m<sup>2</sup>, sur laquelle s'étendent les « overflow » à 150 mesh par pouce linéaire provenant des Dorr classifiers. Ces tables captent l'or libre qui s'est détaché des cristaux de pyrite, après pulvérisation de ceux-ci. Après ces tables, la pulpe est épaisse au Dorr thickener, avant de passer à l'atelier de flottation.

Photos  
N°

## PLANCHE XI :

- 21 Dorr thickener en marche (janvier 1932). C'est un épaississeur continu des pulpes sortant des tubes mills et se rendant à l'atelier de flottation. On aperçoit, à l'extrémité de l'usine, l'atelier de grillage avec la cheminée du four, et en contre-bas, la carrière de l'exploitation des « tailings » remontés par plan incliné aux trémies des tubes mills.
- 22 Vue d'ensemble montrant les trois machines en cascade de l'atelier de flottation.

## PLANCHE XII :

- 23 La machine dégrossisseuse à dix cellules vue à sa partie supérieure.
- 24 Le bac collecteur des mousses de la dégrossisseuse de l'atelier de flottation. Usine de concentration du Nizi (Kilo).

## TABLE DES MATIÈRES DES TABLEAUX

Tableaux N°	Pages.
1 Suite des productions réalisées et des tonnages broyés par l'exploitation des filons de Kilo et de Moto de 1920 à 1932 . . . . .	4
2 Prix de revient de l'usine du Tsi . . . . .	43
3 Tableau montrant la diminution du nombre de grammes d'acier par tonne traitée de 1930 à 1932, suite au choix judicieux des aciers utilisés . . . . .	44
4 Tableau des caractéristiques des divers tamis utilisés aux usines de broyage . . . . .	59
5 Consommations de mercure pour différentes usines et pour les années 1929, 1930, 1931 et 1932 . . . . .	85
6 Tableau donnant la décomposition des poids des falling-weight dans deux catégories de Nyssen stamp mill . . . . .	96

## TABLE DES MATIÈRES

---

	Pages.
<b>INTRODUCTION . . . . .</b>	<b>3</b>
<b>PREMIÈRE PARTIE</b>	
<b>GÉOLOGIE. — CONDITIONS DE GISEMENT. — CLASSIFICATION.</b>	
<i>Esquisse géologique du territoire de la concession de Kilo-Moto . . . . .</i>	<i>7</i>
<i>Notions stratigraphiques . . . . .</i>	<i>8</i>
1° Terrains récents . . . . .	8
2° Système du Lualaba . . . . .	8
3° Terrains anciens de la région nord-orientale . . . . .	9
4° Roches cristallophylliennes . . . . .	9
5° Roches magmatiques . . . . .	9
6° Substances utiles signalées dans la concession . . . . .	10
<i>Conditions de gisement des gîtes filoniers de Kilo . . . . .</i>	<i>11</i>
<i>Mode de répartition de l'or dans les filons, les éluvions et les diorites . . . . .</i>	<i>16</i>
a) Généralités. . . . .	16
b) Sous le niveau hydrostatique . . . . .	19
c) Au-dessus du niveau hydrostatique. . . . .	21
d) Minéralisation des diorites . . . . .	23
Essai de dissolution et de précipitation de l'or . . . . .	24
Classification des différents minéraux aurifères oxydés . . . . .	26
<b>DEUXIÈME PARTIE</b>	
<b>TRAITEMENT SIMPLE PAR AMALGAMATION.</b>	
<i>Etude préalable et politique d'exploitation des gisements aurifères à teneur modeste . . . . .</i>	<i>28</i>
<i>Principaux procédés de laboratoire pour l'étude des minéraux de surface . . . . .</i>	<i>30</i>
1° Détermination de l'or total . . . . .	30
2° Détermination de l'or amalgamable . . . . .	30
a) Méthode rapide . . . . .	30
b) Emploi de l'auto-mixte. . . . .	31
3° Facteurs influençant la rapidité d'amalgamation . . . . .	34

	Pages.
4 <sup>e</sup> Caractères d'exploitabilité d'un gisement . . . . .	36
a) Étude criblométrique préalable. . . . .	36
b) Influence des teneurs . . . . .	37
c) Opportunité d'un traitement métallurgique simple . . . . .	42
<i>Description d'une usine de broyage et d'amalgamation</i> . . . . .	45
<i>Éléments constitutifs et caractères d'usage du moulin chilien</i> . . . . .	51
a) Vitesse de rotation. . . . .	51
b) Principales pièces d'usure . . . . .	51
1 <sup>e</sup> Bandages de meules . . . . .	51
2 <sup>e</sup> Chemins de roulement . . . . .	52
3 <sup>e</sup> Tête tournante et roller-trunnion . . . . .	55
4 <sup>e</sup> Tamis. . . . .	57
5 <sup>e</sup> Blindage . . . . .	60
6 <sup>e</sup> Coussinets roller-trunnion . . . . .	60
c) Fondation des moulins chiliens . . . . .	61
d) Capacité de broyage . . . . .	61
1 <sup>e</sup> en quartz . . . . .	61
2 <sup>e</sup> en éluvions. . . . .	61
3 <sup>e</sup> en phyllades siliceux . . . . .	63
e) Quantité d'eau nécessaire à la bonne marche d'un chilien	63
f) Force motrice . . . . .	65
<i>Concassage</i> . . . . .	69
Considérations générales . . . . .	69
Concasseur Dodge . . . . .	70
Concasseur Blacke . . . . .	72
<i>Récupération de l'or</i> . . . . .	74
Table d'amalgamation . . . . .	74
Durée des tables d'amalgamation. . . . .	77
Levée de l'amalgame . . . . .	78
Formalités administratives et de contrôle . . . . .	79
Récupérateurs, trappes à mercure, etc. . . . .	80
Clean-up des récupérateurs. . . . .	83
Dimensions des tables. . . . .	87
Application rationnelle de l'amalgamation . . . . .	87
Alimentation d'eau aux usines . . . . .	87
<i>Contrôle des éléments du prix de revient des centres productifs</i> . . . . .	88
1 <sup>e</sup> Force motrice . . . . .	88
2 <sup>e</sup> Tonnages . . . . .	89
3 <sup>e</sup> Teneurs des minerais . . . . .	89
4 <sup>e</sup> Éléments comptables . . . . .	89
<i>Distribution des centres productifs filoniers</i> . . . . .	89

	Pages.
<i>Surveillance</i> . . . . .	90
Personnel européen . . . . .	90
Équipes de couleur . . . . .	90
Rapport sur la marche de l'usine . . . . .	91
Contrôles divers . . . . .	91

### TROISIÈME PARTIE

#### **TRAITEMENTS COMPLEXES.**

Traitement des minerais riches de surface . . . . .	92
Minerais à or libre . . . . .	92
Opportunité de l'emploi des stamps mills . . . . .	92
Description du Nyssen stamp mill . . . . .	95
Installation d'une batterie . . . . .	102
Minerais réfractaires à l'amalgamation . . . . .	104
Opportunité du flottage . . . . .	104
Phases et but de l'atelier de flottation . . . . .	106
Catégories de minerais pouvant être traités à l'usine de concentration . . . . .	107
Phase de traitement dans l'usine de concentration . . . . .	109
<i>Description des appareils principaux</i> . . . . .	112
1° Apron-feeder . . . . .	112
2° Éléments broyants des tubes mills . . . . .	112
3° Tubes mills . . . . .	113
4° Dorr classifier . . . . .	123
5° Seconde amalgamation . . . . .	128
6° Modalité de la seconde amalgamation . . . . .	129
7° Dorr Thickener . . . . .	132
8° Relevage des pulpes épaissees . . . . .	136
9° Commande des machines . . . . .	136
10° Atelier de flottation . . . . .	139
11° Traitement final . . . . .	146
a) Opportunité du grillage . . . . .	146
b) Four Edwards . . . . .	146
c) Grinding pan . . . . .	149
d) Clean-up du grinding pan . . . . .	149
<i>Traitement de l'amalgame</i> . . . . .	152
<i>Fusion en lingots</i> . . . . .	153
<i>Table des matières des croquis</i> . . . . .	155
<i>Table des matières des photographies</i> . . . . .	158
<i>Table des matières des tableaux</i> . . . . .	160
<i>Table des matières</i> . . . . .	161







## LISTE DES MÉMOIRES PUBLIÉS

COLLECTION IN-4°

### SECTION DES SCIENCES NATURELLES ET MÉDICALES

#### Tome I.

- |   |      |
|---|------|
| 1. ROBYNS, W., <i>Les espèces congolaises du genre Digitaria Hall</i> (52 p., 6 pl., 1931). Fr.   | 20 " |
| 2. VANDERYST, R. P. HYAC., <i>Les roches oolithiques du système schisto-calcaire dans le Congo occidental</i> (50 pages, 10 figures, 1932)  | 20 " |
| 3. VANDERYST, R. P. HYAC., <i>Introduction à la phytogéographie agrostologique de la province Congo-Kasai. (Les formations et associations)</i> (154 pages, 1932)   | 32 " |
| 4. SCAËTA, H., <i>Les famines périodiques dans le Rwanda. — Contribution à l'étude des aspects biologiques du phénomène</i> (42 pages, 1 carte, 12 diagrammes, 10 planches, 1932)   | 26 " |
| 5. FONTAINAS, P. et ANSOTTE, M., <i>Perspectives minières de la région comprise entre le Nil, le lac Victoria et la frontière orientale du Congo belge</i> (37 p., 2 cartes, 1932).   | 10 " |
| 6. ROBYNS, W., <i>Les espèces congolaises du genre Panicum L.</i> (80 pages, 5 planches, 1932)  | 25 " |
| 7. VANDERYST, R. P. HYAC., <i>Introduction générale à l'étude agronomique du Haut-Kasai. Les domaines, districts, régions et sous-régions géo-agronomiques du Vicariat apostolique au Haut-Kasai</i> (82 pages, 12 figures, 1933) | 25 " |

#### Tome II.

- |  |      |
|--|------|
| 1. THOREAU, J. et DU TRIEU DE TERDONCK, R., <i>Le gîte d'uranium de Shinkolobwe-Kasolo (Katanga)</i> (70 pages, 17 planches, 1933)   | 50 " |
| 2. SCAËTA, H., <i>Les précipitations dans le bassin du Kivu et dans les zones limitrophes du fossé tectonique (Afrique centrale équatoriale). — Communication préliminaire</i> (108 pages, 28 figures, cartes, plans et croquis, 16 diagrammes, 10 planches, 1933) | 60 " |
| 3. VANDERYST, R. P. HYAC., <i>L'élevage extensif du gros bétail par les Bampombos et Baholos du Congo portugais</i> (50 pages, 5 figures, 1933)  | 14 " |

### SECTION DES SCIENCES TECHNIQUES

#### Tome I.

- |  |          |
|--|----------|
| 1. MAURY, J., <i>Triangulation du Katanga</i> (140 pages, fig., 1930)  | fr. 25 " |
| 2. ANTHONIE, R., <i>Traitements des minerais aurifères d'origine filonienne aux mines d'or de Kilo-Moto</i> (163 pages, 63 croquis, 12 planches, 1933) | 50 "     |

COLLECTION IN-8°

### SECTION DES SCIENCES MORALES ET POLITIQUES

#### Tome III.

- |  |          |
|--|----------|
| 1. PLANCQAERT, R. P. M., <i>Les Jaga et les Bayaka du Kwango</i> (184 pages, 18 planches, 1 carte, 1932)       | fr. 45 " |
| 2. LOUWERS, O., <i>Le problème financier et le problème économique au Congo Belge en 1932</i> (69 pages, 1933) | 12 "     |

### SECTION DES SCIENCES NATURELLES ET MÉDICALES

#### Tome I.

- |  |          |
|--|----------|
| 1. ROBYNS, W., <i>La colonisation végétale des laves récentes du volcan Rumoka (laves de Kateruzi)</i> (33 pages, 10 planches, 1 carte, 1932)                                  | fr. 15 " |
| 2. DUBOIS, A., le Dr, <i>La lèpre dans la région de Wamba-Pawa (Uele-Nepoko)</i> (87 pages, 1932)  | 13 "     |
| 3. LEPLAE, E., <i>La crise agricole coloniale et les phases du développement de l'agriculture dans le Congo central</i> (31 pages, 1932)                                       | 5 "      |
| 4. DE WILDEMAN, É., <i>Le port suffrûntescient de certains végétaux tropicaux dépend de facteurs de l'ambiance !</i> (51 pages, 3 planches, 1933)                              | 10 "     |
| 5. ADDRIENS, L., CASTAGNE, E. et VLASSOV, S., <i>Contribution à l'étude histologique et chimique du Sterculia Bequaerti De Wild.</i> (112 pages, 2 planches, 28 figures, 1933) | 24 "     |
| 6. VAN NIJSEN, R., <i>L'hygiène des travailleurs noirs dans les camps industriels du Haut-Katanga</i> (28 pages, 4 planches, carte et diagrammes, 1933)                        | 45 "     |
| 7. STEYAERT, R. et VRYDAGH, J., <i>Etude sur une maladie grave du colonnier provoquée par les piqûres d'Helopeltis</i> (55 pages, 32 figures, 1933)                            | 20 "     |

#### Sous presse,

- PAGÈS, R. P., *Au Rwanda, sur les bords du lac Kivu, Congo belge. Un royaume hamite au centre de l'Afrique* (in-8°).
- DELIVOGY, G., *Contribution à l'étude de la végétation forestière de la vallée de la Lukuga (Uélé septentrional)* (in-8°).
- HAUMAN, L., *Les Lobelia géants des montagnes du Congo belge* (in-8°).
- POLINARD, E., *Le socle ancien inférieur à la série schisto-calcaire du Biss-Congo. Son étude le long du chemin de fer de Matadi à Léopoldville* (in-4°).