

Académie royale  
des  
Sciences coloniales

—  
CLASSE  
DES SCIENCES TECHNIQUES

—  
Mémoires in-8°. Nouvelle série.  
Tome IV, fasc. 1.

Koninklijke Academie  
voor  
Koloniale Wetenschappen

—  
KLASSE  
DER TECHNISCHE WETENSCHAPPEN

—  
Verhandelingen in-8°. Nieuwe reeks.  
Boek IV, aflev. 1.

---

# Concentration des minerais de wolfram et de niobium-tantale au Congo belge et au Ruanda-Urundi

PAR

**A. PRIGOGINE**

DOCTEUR EN SCIENCES  
CHEF DU SERVICE D'ÉTUDES MÉTALLURGIQUES  
DE LA COMPAGNIE MINIÈRE DES GRANDS LACS AFRICAINS

---

*Mémoire couronné au concours annuel de 1955*

---



Avenue Marnix, 25  
BRUXELLES

Marnixlaan, 25  
BRUSSEL

---

1956

PRIX : F 240  
PRIJS:





Concentration des minerais  
de wolfram et de niobium-tantale  
au Congo belge et au Ruanda-Urundi

PAR

A. PRIGOGINE

DOCTEUR EN SCIENCES  
CHEF DU SERVICE D'ÉTUDES MÉTALLURGIQUES  
DE LA COMPAGNIE MINIÈRE DES GRANDS LACS AFRICAINS

---

*Mémoire couronné au concours annuel de 1955*

---



---

**Mémoire présenté à la séance du 15 juillet 1955.**  
Rapporteurs : MM. I. DE MAGNÉE et P. SPORCQ.

---

# Concentration des minerais de wolfram et de niobium-tantale au Congo belge et au Ruanda-Urundi.

---

## 0. INTRODUCTION

Parmi les métaux comme le wolfram, le niobium, le tantale, le titane, le lithium, pour ne citer que ceux-ci, qui présentent des perspectives nouvelles d'utilisation, suite à leurs propriétés particulières mises en avant surtout ces dernières années, le wolfram, le niobium et le tantale occupent une position particulièrement importante dans la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi.

Dans ces pays, l'exploitation des minerais de ces métaux est de date relativement récente. C'est ainsi qu'avant 1930, année où l'ingénieur THIRION les découvrit au Maniema <sup>(1)</sup>, les columbo-tantalites provenant du Congo belge n'étaient que des curiosités minéralogiques. Leur production au Katanga, par la société GÉOMINES, remonte seulement à 1934. De même, la production des concentrés de minerais de wolfram n'a commencé qu'en 1936, au Ruanda-Urundi.

Jusqu'à fin 1945, la production de minerais de wolfram, sous forme de concentrés à environ 70%  $WO_3$ , a atteint 1.550 t <sup>(2)</sup>. Le Service des Mines du Gouvernement Génér-

<sup>(1)</sup> Il est probable que la découverte de ces minerais au Katanga est antérieure à celle au Maniema. Voir, pour l'histoire de la découverte des gisements au Maniema, P. LANCWEERT, Note sur les columbo-tantalites du Maniema (*Bull. Inst. Roy. Col. Belge*, XXV, 1954, pp. 464-475).

<sup>(2)</sup> A. JAMOTTE et J. LEPERSONNE, Les ressources minérales du Congo belge et du Ruanda-Urundi (Centenaire de l'A. I. Lg., Congrès 1947, Section Coloniale, p. 287).

ral nous a communiqué les chiffres suivants pour la production 1946-1954 (y compris la wolframite ou la ferbérîte contenues dans les mixtes à cassitérite) <sup>(1)</sup> :

| Année | Production en t      |
|-------|----------------------|
| 1946  | 390                  |
| 1947  | 345 <sup>(2)</sup>   |
| 1948  | 337 <sup>(2)</sup>   |
| 1949  | 353 <sup>(2)</sup>   |
| 1950  | 367 <sup>(3)</sup>   |
| 1951  | 616 <sup>(3)</sup>   |
| 1952  | 934 <sup>(3)</sup>   |
| 1953  | 1.124 <sup>(3)</sup> |
| 1954  | 1.376                |

Nous constatons que la production est restée à peu près constante de 1946 à 1950 ; ensuite, à partir de 1951, elle est montée en flèche, pour atteindre, en 1954, un chiffre presque 4 fois égal à celui des années 1946-1950.

La production 1946-1954 s'est élevée à 5.822 t ; notons que JAMOTTE et LEPERSONNE <sup>(4)</sup> ont estimé, fin 1945, les réserves à 5.000 t, en faisant observer toutefois que les gisements de ces minerais sont très localisés et difficiles à découvrir.

Parmi les principaux producteurs (en 1953) de wolframite et de ferbérîte au Congo belge et au Ruanda-Urundi, citons les sociétés COBELMIN, COREM, M. G. L., MINÉTAÏN, SYMÉTAÏN et les colons miniers BERVOETS, FELTZ, MARCHAL, MIERGE et STINGLHAMBER.

En ce qui concerne la production de columbo-tantalite, elle a été, jusqu'à fin 1945, de 1.812 t de concentrés à

<sup>(1)</sup> Voir, pour les productions antérieures à 1946, H. COSTE, *Le wolfram et le tantale au Congo belge* (Centenaire de l'A. I. Lg., Congrès 1947, Section Coloniale, p. 393) ; (notons que les chiffres donnés par COSTE sont supérieurs à ceux communiqués par le Service des Mines).

<sup>(2)</sup> La wolframite contenue dans les mixtes a été estimée selon les pourcentages de 1954.

<sup>(3)</sup> Même estimation, mais seulement pour les mixtes provenant du Ruanda-Urundi.

<sup>(4)</sup> A. JAMOTTE et J. LEPERSONNE, *loc. cit.*, p. 288.

des teneurs variables <sup>(1)</sup>. D'après les chiffres donnés par le Service des Mines du Gouvernement Général, nous relevons les productions suivantes, à partir de 1946 (y compris la columbo-tantalite contenue dans les mixtes) :

| Année | Production en t    |
|-------|--------------------|
| 1946  | 171 <sup>(2)</sup> |
| 1947  | 183 <sup>(3)</sup> |
| 1948  | 192 <sup>(3)</sup> |
| 1949  | 194 <sup>(3)</sup> |
| 1950  | 260 <sup>(4)</sup> |
| 1951  | 218 <sup>(4)</sup> |
| 1952  | 221 <sup>(4)</sup> |
| 1953  | 517 <sup>(4)</sup> |
| 1954  | 704                |

La production a varié relativement peu de 1946 à 1952. Ensuite, sous l'impulsion de la hausse des prix, elle a fortement augmenté pour atteindre un chiffre 3 à 4 fois plus élevé que la production moyenne 1946-1952.

Les principaux producteurs (en 1953) de columbo-tantalite au Congo belge et au Ruanda-Urundi sont les sociétés C. N. Ki., COBELMIN, GÉOMINES, M. G. L., MINÉTAÏN et SOMUKI.

Malgré ses débuts relativement récents, la production des concentrés des minerais de wolfram et de niobium-tantale se situe, en 1953, respectivement à la neuvième et à la dixième place dans la liste donnant la valeur de la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi, après le cuivre, l'étain, le cobalt, le diamant, l'or, le zinc, le manganèse et l'argent. En 1953, la valeur de la wolframite a représenté 1,14 % (165.000.000 F)

(<sup>1</sup>) A. JAMOTTE et J. LEPERSONNE, *loc. cit.*, p. 288 ; voir M. ROBERT, *Le Congo Physique* (Liège, 1946, p. 147) pour les productions 1937 à 1943.

(<sup>2</sup>) Y compris la columbo-tantalite dans les mixtes cassitérite-columbite du Ruanda-Urundi estimée à 3 t.

(<sup>3</sup>) La columbo-tantalite contenue dans les mixtes a été estimée selon les teneurs de 1954.

(<sup>4</sup>) Même estimation, mais seulement pour les mixtes provenant du Ruanda-Urundi.

#### CONCENTRATION DES MINERAIS DE WOLFRAM, ETC.

du total de la valeur de la production minière. Celle de la columbo-tantalite a été estimée à 1,05 % (près de 150.000.000 F).

Ces chiffres montrent bien l'importance de ces minerais pour l'économie nationale. Il nous semble donc d'une grande utilité, après avoir passé en revue les divers gîtes des minerais de wolfram et de niobium-tantale au Congo belge et au Ruanda-Urundi, d'étudier en détail les méthodes de concentration de ces minerais pour essayer de tirer le maximum de profit de l'exploitation de leurs gisements.

## 1. RESSOURCES DU CONGO BELGE ET DU RUANDA-URUNDI EN MINERAIS DE WOLFRAM ET DE NIOBIUM-TANTALE

Au Congo belge, tous les gîtes miniers, à l'exception des gîtes de diamant et de combustibles, sont liés aux roches très anciennes (pré-Karroo) qui se trouvent à la périphérie de la cuvette congolaise <sup>(1)</sup>. Il en est de même pour les gîtes des minerais de wolfram et de niobium-tantale tous localisés dans l'est du Congo belge et au nord du Ruanda-Urundi. La zone qui correspond à cette minéralisation peut être délimitée approximativement comme suit (voir carte) : au nord par le parallèle de 2° Nord, au sud par le parallèle de 9° Sud, à l'ouest par le méridien de 26° et à l'est par le méridien de 31° (frontière est de la Colonie). Cette zone englobe une petite partie de la Province orientale, le Kivu, une partie du Maniema et du Katanga et le Ruanda.

La zone de minéralisation du wolfram et du niobium-tantale dépasse au nord, comme nous le verrons dans la suite, celle de l'étain, mais autrement ces zones se superposent dans les grandes lignes, étant toutes les deux liées à la présence de granites. En effet, il semble que la répartition autour des massifs granitiques est partout la même : zone à columbo-tantalite le long des contacts du granite, ensuite, en s'éloignant progressivement du granite, zone à cassitérite et à wolframite ou à ferbérite et zone à or. Cette répartition a été démon-

<sup>(1)</sup> Pour tous les détails voir par exemple Ed. POLINARD, Les richesses minérales du Congo belge, dans *Encyclopédie du Congo belge*, II, pp. 472-476 ; M. LEGRAYE, Géologie, énergie, transports, facteurs du développement de l'industrie chimique au Congo belge (*Chimie et Industrie*, 72, n° 3, p. 507, 1954).

trée, en particulier par VARLAMOFF <sup>(1)</sup>, dans les régions de Kama-Kampene, de Kalima et de Punia, et par POLINARD <sup>(1)</sup>, dans les régions de Kamilanga et de Kailo. Elle existe, également, aux environs de Makalapongo, au nord-ouest de Mwenga <sup>(2)</sup>. Notons cependant que, quelquefois, une zone peut manquer, comme c'est le cas pour la plupart des gisements de columbo-tantalites exploités par la COMPAGNIE MINIÈRE DES GRANDS LACS AFRICAINS, dans l'Ituri, où la cassitérite fait défaut. De même, au nord du Ruanda, la ferbérîte se trouve en dehors de la zone à cassitérite <sup>(3)</sup>.

Les principaux minerais de wolfram, de composition générale  $(\text{Fe}, \text{Mn})\text{WO}_4$ , sont presque toujours associés aux filons de quartz, à l'intérieur d'une bande de schistes, elle-même au voisinage de granites, moins fréquemment dans le greisen et beaucoup plus rarement encore dans la pegmatite <sup>(4)</sup>.

Par contre, les columbo-tantalites, qui constituent la source la plus importante du niobium-tantale, se rencontrent principalement dans les pegmatites et les greisen et moins souvent dans les filons de quartz <sup>(5)</sup>. Au Ruanda, la columbo-tantalite se trouverait seulement dans les pegmatites ; dans les zones à filons de quartz, il n'y aurait pas de columbo-tantalite <sup>(6)</sup>. Dans la majorité des cas, les gîtes de columbo-tantalite sont associés aux gisements de cassitérite et l'exploitation fournit alors des mixtes cassitérite-columbo-tantalite <sup>(7)</sup>.

<sup>(1)</sup> Voir la bibliographie dans L. CAHEN, *Géologie du Congo belge* (Liège, 1954).

<sup>(2)</sup> Voir p. 31.

<sup>(3)</sup> Voir p. 9.

<sup>(4)</sup> Ed. POLINARD, *loc. cit.*, p. 508.

<sup>(5)</sup> Ed. POLINARD, *loc. cit.*, p. 511.

<sup>(6)</sup> L. CAHEN, *loc. cit.*, p. 520.

<sup>(7)</sup> Dans le sens le plus large du mot, nous appelons « mixtes » des mélanges de plusieurs minerais qui peuvent être séparés par des procédés physiques. Cependant, souvent, on réserve la dénomination « mixtes » à un mélange contenant au moins deux minerais de valeur. Par « barrés » nous comprenons, par contre,

## 11. Minerais de wolfram.

### 111. MINERAIS RENCONTRÉS AU CONGO BELGE ET AU RUANDA-URUNDI.

#### 1111. *Wolframite*.

La composition de la wolframite  $(\text{Fe}, \text{Mn})\text{WO}_4$  est intermédiaire entre celle de la ferbérîte  $\text{FeWO}_4$  et celle de la hubnérite  $\text{MnWO}_4$ . C'est le minéral le plus commun des minerais de wolfram trouvés au Congo belge. Nous donnerons ses gîtes plus loin. D'après POLINARD <sup>(1)</sup>, la wolframite peut s'associer d'une façon intime au quartz filonien en formant des masses grises d'aspect vitreux constituées par une alternance de lamelles des deux minerais. La récupération de cette wolframite pourrait se faire seulement après broyage poussé du minéral.

#### 1112. *Ferbérîte*.

La ferbérîte est également très répandue, spécialement au nord du Ruanda-Urundi. Contrairement à la wolframite qui se trouve sous forme d'un minéral noir à reflet métallique, peu sensible à l'altération, la ferbérîte se présente souvent, par altération, sous forme de morceaux à texture vacuolaire et cloisonnée ; la densité apparente de ces morceaux est inférieure à celle de la ferbérîte normale et ils sont difficiles à récolter par des procédés basés sur la seule gravité.

La ferbérîte, quand il s'agit de sa variété reinite, qui se présente sous forme de quadroctaèdres, rencontrée notamment au Ruanda, se trouve toujours en dehors de la zone à cassitérite, parce que cette variété de la ferbérîte provient de la transformation de la scheelite. Or la place

des morceaux constitués à la fois de deux ou plusieurs minerais, morceaux qui doivent subir un concassage pour que les minerais soient libérés.

(1) Ed. POLINARD, *loc. cit.*, p. 510.



de cette dernière, dans la répartition zonaire des minéraux, se trouve en dehors de la zone à cassitérite, étant plus proche de l'or que de l'étain.

#### 1113. *Hubnérite*.

Les alluvions stannifères de la Nyawarongo contiennent un peu de hubnérite <sup>(1)</sup>. Elle existe aussi près de Kasese.

#### 1114. *Scheelite*.

La scheelite se rencontre fréquemment au Congo belge, mais toujours en très petites quantités, notamment comme inclusions dans certaines amphibolites (Kamituga, Manguredjipa). Parfois, elle est liée à la minéralisation en or. C'est ainsi que DE DYCKER l'a signalée dans les filons aurifères de la région de Watsa <sup>(2)</sup>. La scheelite a été trouvée, également en petites quantités, dans les alluvions à Bela, Manguredjipa, Muta, Nakoa, Keoli et dans le Ruanda-Urundi <sup>(3)</sup>. Elle se rencontre aussi, en même temps que la wolframite et l'anthoinite, dans la région de Kifurwe [68] \*. Enfin, elle existe au massif granitique de Shiombio <sup>(3)</sup>. Notons encore sa présence exceptionnelle dans le quartz stannifère du filon de Nzombe qui contient de nombreux sulfures.

A notre connaissance, la seule exploitation de scheelite au Congo belge a eu lieu à Butsha [5] où quelques tonnes de ce minerai ont pu être récoltées dans un filon de quartz. Voici les résultats de l'analyse d'un échantillon :

<sup>(1)</sup> H. BUTTGENBACH, Les minéraux de Belgique et du Congo belge (Paris, 1947, p. 520).

(\*) Les chiffres entre crochets [ ] permettent la localisation des gîtes sur la carte ci-annexée.

<sup>(2)</sup> D'après H. BUTTGENBACH, *loc. cit.*, p. 518.

<sup>(3)</sup> L. CAHEN, *loc. cit.*, p. 520.

|                                      |         |                        |        |
|--------------------------------------|---------|------------------------|--------|
| WO <sub>3</sub> .....                | 71,42 % | TiO <sub>2</sub> ..... | 1,01 % |
| CaO .....                            | 17,03   | Mn .....               | 0,05   |
| Pb .....                             | 0,045   | Ni .....               | traces |
| Cu .....                             | 0,026   | Co .....               | traces |
| Bi .....                             | 0,001   | MgO .....              | 0,07   |
| As .....                             | traces  | SiO <sub>2</sub> ..... | 5,80   |
| Sb .....                             | 0,004   | S .....                | 0,42   |
| Sn .....                             | 0,07    | P .....                | 0,008  |
| Mo .....                             | 0,01    | Ag .....               | 13 g/t |
| Fe .....                             | 1,61    | Au .....               | 52 g/t |
| Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ..... | 0,72    |                        |        |

### 1115. *Anthoinite*.

L'anthoinite a été décrite, il y a quelques années, par VARLAMOFF <sup>(1)</sup>. C'est un wolframate d'aluminium Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. 2 WO<sub>3</sub>. 3H<sub>2</sub>O qui contient, théoriquement, 74,90% de WO<sub>3</sub>, 16,40% de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> et 8,70% de H<sub>2</sub>O. Voici les résultats de deux analyses de ce minéral <sup>(2)</sup> :

|                                |       |         |
|--------------------------------|-------|---------|
| WO <sub>3</sub>                | 73,20 | 74,00 % |
| Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 16,30 | 17,10   |
| SiO <sub>2</sub>               | 0,65  |         |
| CaO                            | 0,20  |         |
| Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 0,78  |         |
| H <sub>2</sub> O               | 8,70  | 8,80    |

L'anthoinite a été d'abord recueillie dans la région de Kalima [93]. Elle a été ensuite retrouvée dans presque tous les gisements de wolframite et surtout de ferberite (par exemple à Kifurwe [68] et à Bugarama [65]).

## 112. INVENTAIRE DES GÎTES DES MINÉRAIS DE WOLFRAM.

### 1121. *Gisements exploités par la M.G.L.*

#### 11211. *Mines du Nord.*

En commençant par le nord, nous avons d'abord le gisement éluvionnaire de wolframite de Ndesa [9] qui

(1) N. VARLAMOFF, *A. S. G. B.*, LXX, p. 153, 1946-1947.

(2) D'après H. BUTTGENBACH, *loc. cit.*, p. 521.

est situé à mi-chemin entre deux massifs granitiques distants de 6 km. Le bedrock est formé de schistes faiblement micacés, non touchés par l'auréole de métamorphisme. Les schistes sont entrecoupés par un certain nombre de filonnets dont une partie minéralisée.

Remarquons qu'au milieu de la zone, un seul puits a donné une très forte teneur en cassitérite, tandis que le reste du gisement n'en contient que des traces. Ce puits a atteint la tête d'un banc de pegmatites.

Les alluvions de Ngawe [10] contiennent à la fois de l'or avec de la columbo-tantalite, de la wolframite et de la cassitérite comme accompagnateurs.

La wolframite a été également trouvée dans les alluvions d'Etaëtu [7] et de Lundjulu [8] comme accompagnateur de l'or et de la columbo-tantalite.

#### 11212. *Mines du Centre.*

Certains chantiers des Mines du Centre, notamment à Tusisi, Masingu et Nakele, près de Kabunga [20], fournissent des mixtes à cassitérite contenant jusqu'à 48% de wolframite. Il s'agit principalement d'éluvions et un peu d'alluvions. Cependant, dans cette région, les pegmatites montrent aussi la présence de petites quantités de wolframite. L'exploitation est faite à l'aide de sluices.

La composition de la wolframite, après traitement à Hoboken, résulte du tableau I. Comme les mixtes contiennent également de la columbo-tantalite, les lots de wolframite épurée montrent des teneurs de 1 à 7% en  $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$  (voir aussi le tableau XXVIII).

#### 11213. *Mines du Sud.*

Passons aux Mines du Sud. Plusieurs affleurements filoniens à wolframite sont connus dans la région de la Kadubu, plus spécialement entre le groupement Mudub-

we et la rivière Sasa <sup>(1)</sup>. Tous ces gisements sont compris dans la série de l'Urundi composée de schistes bleus alternant avec des séries gréseuses. Les minéraux rencontrés (chloritoïde, muscovite, chiastolite, biotite, grenat et staurotide) montrent la présence d'un métamorphisme très important, provenant du voisinage du granite en profondeur qui affleure à Kasika-Lusika.

Tous les endroits de minéralisation connus dans cette région se situent au voisinage d'un axe anticlinal de direction nord-ouest — sud-est.

La colline à wolframite du gisement de Mudubwe [37] se trouve en rive droite de la Kadubu en face du confluent Mudubwe. De fortes épaisseurs (jusqu'à 15 m de puissance) d'éluvions ont été exploitées et la découverte a permis d'expliquer l'origine primaire du gisement. Celle-ci correspond à l'axe d'un anticlinal, faillé vers son centre. Un filon principal à wolframite s'est mis en place dans la faille proprement dite d'où se sont formées de nombreuses apophyses assez bien minéralisées. Ces apophyses correspondent plus particulièrement aux diaclases perpendiculaires à la direction des couches gréseuses.

Ce gisement est considéré comme un stockwerk et offre de grosses difficultés pour une étude géologique en vue d'une estimation de son importance.

La wolframite se retrouve en poches dans le quartz ou finement répartie dans les « laies » très minces de quartz diffuses dans les épontes.

Au voisinage des filons et de la zone minéralisée, les bancs gréseux et schisteux ont subi une greisénification et une tourmalinisation assez importante, accompagnées d'une imprégnation wolframifère.

Comme minéraux accompagnateurs de la wolframite

(1) La description des gisements de la Kadubu a été faite par le Dr J. GARD, géologue en charge du Service Géologique des Mines du Sud.

on a trouvé, dans les filons de quartz ou les zones greisénifiées : tourmaline, mica, monazite, bismuthite, grenat, assez bien de cassitérite, un phosphate d'aluminium non déterminé, et même du mispickel.

Actuellement, seules les éluvions de Mudubwe sont en exploitation, par simple sluicing. La composition de la wolframite, après traitement à la centrale d'épuration de Kamituga, figure dans le tableau I.

TABLEAU I  
Composition (en %) des lots de  
wolframite de la M. G. L.

| Constituants                        | Mines du Sud               | Mines du Centre |
|-------------------------------------|----------------------------|-----------------|
| WO <sub>3</sub>                     | 69,25 à 74,29              | 65,4 à 72,2     |
| Sn                                  | 0,10 à 0,22                | 0,10 à 0,21     |
| As                                  | < 0,003 à 0,02             | 0,001 à 0,008   |
| Cu                                  | < 0,01                     |                 |
| Sb                                  | < 0,01                     |                 |
| Bi                                  | < 0,01                     |                 |
| Mo                                  | < 0,01                     |                 |
| Mn                                  | 1,74 à 2,00                | 4,57 à 5,95     |
| Pb                                  | < 0,01                     |                 |
| Zn                                  | < 0,01 à 0,04              |                 |
| S                                   | 0,01 à 0,03                |                 |
| P                                   | 0,02 à 0,05 <sup>(1)</sup> |                 |
| (Nb,Ta) <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | 0,50 à 0,77 <sup>(2)</sup> | 1,03 à 7,26     |

Au point de vue paragenèse, le gisement de Gombo [36] est identique à celui de Mudubwe. Cependant, au lieu de se situer vers l'axe de l'anticlinal, on le retrouve sur le flanc ouest. Les filons reconnus dans la zone greisénifiée, englobée dans les schistes bleus, sont réguliers et offrent une masse plus importante à exploiter qu'à Mudubwe.

<sup>(1)</sup> Un lot a dépassé la tolérance du contrat.

<sup>(2)</sup> Lots N<sup>os</sup> 20 à 21 :  
SiO<sub>2</sub> : 0,09 à 0,21 %  
Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> : 0,31 à 0,34

Nous examinerons plus loin <sup>(1)</sup> en détail le concentrateur de Gombo. Comme dans le cas de Mudubwe, la production brute est épurée à Kamituga. Le tableau I montre la composition des lots de wolframite produite.

Notons encore qu'à Kibu et à Ngussa, on trouve un peu de ferbérîte dans les alluvions qui contiennent de la cassitérite. Un peu de wolframite se rencontre dans le filon de Nzombe exploité pour la cassitérite ainsi que dans les filons stannifères de Mukunguzi et de Makalapongo.

#### 1122. *Gisements exploités par SYMÉTAÏN.*

La wolframite et la ferbérîte ne constituent qu'une faible partie de la production de SYMÉTAÏN. Nous trouvons, dans le travail de VARLAMOFF <sup>(2)</sup>, les renseignements suivants concernant la localisation des gisements de ces minerais :

La cassitérite accompagnée de ferbérîte mélangée à l'anthoinite se rencontre aux monts Misoba, près de Kalima [93] et à Omate [83]. Aux monts Misoba, cette minéralisation est importante et la ferbérîte est trouvée en quantités appréciables dans les alluvions des vallées sèches et dans les têtes d'affluents.

Les éluvions à wolframite existent à Bakwame [84]. VARLAMOFF note que les champs éluvionnaires se trouvant sur le granite montrent un faible pourcentage de wolframite (1 à 10%). Par contre, ceux qui sont localisés dans les roches encaissantes peuvent donner des concentrés de 10 à 100% de wolframite.

Des mixtes à faible pourcentage de wolframite, inférieur à 1%, sont aussi signalés de la région de Kalima, à Atondo, Lubile et Moka, et de Ntufia, près d'Omate.

<sup>(1)</sup> Voir p. 98.

<sup>(2)</sup> N. VARLAMOFF, Géologie des gisements stannifères de Symétain (*Mém. Inst. Roy. Col. Belge*, 8<sup>o</sup>, Sect. Sc. nat. et méd., XXII, 2, 1953).

1123. *Gisements exploités par COBELMIN.*

COBELMIN exploite pour compte de BELGIKAOR à Kasowe [12], dans le secteur Kima, des éluvions à wolframite, avec un peu de cassitérite. Le traitement est fait par sluicing. Un concentrateur <sup>(1)</sup> traite les refus des sluices.

A Mangombe [13], un gisement semblable, mais avec des filonnets, est également exploité par sluicing.

Dans le secteur Moga (KINORÉTAÏN), des éluvions à mixtes cassitérite-wolframite, contenant 7 à 10 % de ce dernier minéral, sont traitées par sluicing à Misoke [22] et à Kabobo [22].

A Kaseka [21], Mokama [23] et Mususa [23], dans le secteur Kailo (KINORÉTAÏN), le traitement des éluvions à mixtes est fait aussi par sluicing. Tandis que ces mixtes contiennent à Mususa seulement 15 % de wolframite, à Mokama ce pourcentage atteint 66 %. Enfin, à Kaseka, les mixtes contiennent 85 % de ferberite.

A Mokama, la wolframite est associée à la cassitérite dans des filons de quartz contenant de la muscovite <sup>(2)</sup>. L'exploitation est entreprise dans une unité de concassage <sup>(3)</sup>. Les mixtes contiennent près de 80 % de wolframite.

A Mususa, la wolframite se trouve dans un filon à quartz et à topaze traversant le granite <sup>(4)</sup>. Le minéral, qui contient des mixtes à 25 % de wolframite, est traité dans une unité de concassage.

POLINARD <sup>(5)</sup> indique qu'à Kamilanga [50] la wolframite accompagne la cassitérite dans des filons de quartz recoupant le granite, ainsi que dans le greisen granitique développé au contact.

<sup>(1)</sup> Voir p. 97.

<sup>(2)</sup> Les gisements de la région de Kailo ont été décrits par Ed. POLINARD, Observations sur quelques gîtes de cassitérite et de wolfram du Maniéma-Kivu (Congo belge) (*Bull. Inst. Roy. Col. Belge*, XXIV, 1953, pp. 996-1018).

<sup>(3)</sup> Voir p. 96.

<sup>(4)</sup> Ed. POLINARD, *loc. cit.*, p. 510.

<sup>(5)</sup> Ed. POLINARD, *loc. cit.*, pp. 499, 510.

1124. *Gisements exploités par MINÉTAÏN.*

MINÉTAÏN exploite plusieurs gisements de minerais de wolfram au Ruanda-Urundi.

A Bugambira [58], Mushasha [66], Lutsiro [69], Rwankuba [63] et Mukungwa [68], les éluvions et filons contiennent seulement de la ferbélite, sans cassitérite. Des alluvions sont également traitées à Lutsiro.

A Bugambira, la laverie est constituée de jigs mécaniques ; à Mushasha et à Lutsiro, l'exploitation est faite par ground sluicing et à l'aide de sluices ordinaires. A Rwankuba, le traitement est fait au joplin jig.

On a noté la présence des mixtes à cassitérite-ferbélite-columbo-tantalite dans les éluvions de Muhurgwe [68].

POLINARD <sup>(1)</sup> signale de Rwankuba un filon de ferbélite à mica doré qui est probablement une muscovite, colorée par l'hydroxyde de fer. La ferbélite est essentiellement liée au quartz.

1125. *Gisements exploités par GÉORUANDA.*

Des filonnets à wolframite sont connus à Gasetza [56]. Des éluvions à wolframite existent à Ntaruka [59].

1126. *Gisements exploités par COREM.*

Des filons avec éluvions contenant de la ferbélite et un certain pourcentage d'anthoinite sont exploités à Bumbogo [81], près de Kigali. Après criblage, la fraction + 30 mm est stockée, tandis que la fraction — 30 mm est traitée dans des bacs à piston <sup>(2)</sup>.

A Kungoma [54] existent des éluvions et des filons à ferbélite qui ne sont pas encore exploités.

A Gitshie [72], des éluvions et des lentilles d'origine primaire à ferbélite et à wolframite sont traitées par sluicing.

<sup>(1)</sup> Ed. POLINARD, *loc. cit.*, p. 509.

<sup>(2)</sup> Voir p. 81.



1127. *Gisements exploités par MIRUDI.*

MIRUDI possède à Muvumu [76] des alluvions avec des filonnets contenant de la cassitérite et un peu de ferbérîte. Un filon de quartz de faible importance, à wolframite, existe à Kaganda [73].

1128. *Mine de Kifurwe.*

Le gisement de Kifurwe [68] est constitué par un stockwerk de filons et de filonnets de quartz, dans des schistes noirs graphiteux fortement plissés et montrant une structure anticlinale remarquable. La ferbérîte est soit incorporée dans le quartz, soit comprise entre les paquets de mica <sup>(1)</sup>. Notons que les affleurements de granite sont très éloignés du gisement.

Le minerai est abattu à la barre à mine et amené à l'aide de brouettes aux rigoles du ground sluicing.

1129. *Divers.*

On trouve la wolframite, en petites quantités, dans les gîtes d'étain du Katanga de Funda-Biabo et de Kikondja [98] <sup>(2)</sup>.

**12. Minerais de niobium-tantale.****121. MINÉRAIS RENCONTRÉS AU CONGO BELGE  
ET AU RUANDA-URUNDI.**1211. *Columbo-tantalite.*

La composition générale des columbo-tantalites (Fe, Mn)(Nb,Ta)<sub>2</sub>O<sub>6</sub> varie de celle des columbites (Fe,Mn)

<sup>(1)</sup> Ed. POLINARD, *loc. cit.*, p. 509.

<sup>(2)</sup> M. ROBERT, *loc. cit.*, p. 148 ; P. LANCSWEERT, A propos de quelques gisements de wolfram au Congo belge (*Bull. Inst. Roy. Col. Belge*, XIV, 1943, p. 499).

$\text{Nb}_2\text{O}_5$  contenant un peu de tantale jusqu'à celle de la tantalite  $(\text{Fe}, \text{Mn})\text{Ta}_2\text{O}_6$  qui ne possède que de faibles quantités de niobium.

Comme la columbite et la tantalite sont isomorphes, le passage entre les deux compositions limites se fait graduellement. En pratique, en se basant sur les spécifications d'achat actuellement en vigueur <sup>(1)</sup>, on peut désigner sous le nom de columbite les minerais à prédominance de niobium ( $\text{Nb} > \text{Ta}$ ). Par contre, parmi les minerais à prédominance de tantale, on distingue encore les tantalites ( $\text{Ta} > \text{Nb}$ ,  $\text{Nb}_2\text{O}_5 < 20\%$ ) et les columbo-tantalites ( $\text{Ta} > \text{Nb}$ ,  $\text{Nb}_2\text{O}_5 > 20\%$ ). Cependant, ces appellations sont assez arbitraires et il vaut mieux désigner ces minerais par leur nom général de columbo-tantalite.

La composition des columbo-tantalites trouvées au Congo belge et au Ruanda-Urundi résulte du tableau II <sup>(2)</sup>. Nous voyons que la teneur en  $\text{Ta}_2\text{O}_5$  varie de 7 à 77%, celle en  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  de 2 à 65%. La somme des pentoxydes varie de 70% (columbo-tantalite de Kikalaie) à 83% (columbo-tantalite de Lundjulu, Luiso). Il est possible qu'une partie des faibles teneurs en pentoxydes totaux provient de la présence d'impuretés dans l'échantillon analysé. En se basant sur les formules chimiques, les teneurs pourraient varier de 78,8%, pour  $\text{FeNb}_2\text{O}_6$ , jusqu'à 86,2%, pour  $\text{MnTa}_2\text{O}_6$ .

Les teneurs en  $\text{FeO}$  et en  $\text{MnO}$  sont très variables. Ainsi, la teneur en  $\text{FeO}$  varie de 3,52% (columbo-tantalite de Sinda) jusqu'à 15,8% (columbo-tantalite de Punia). De même, la teneur en  $\text{MnO}$  varie de 0,84% (tantalite de Lundjulu, g<sub>7</sub> Luho) jusqu'à 15,2% (columbo-tantalite de Sinda). La somme de  $\text{FeO} + \text{MnO}$  varie dans les limites suivantes : de plus de 21%, pour les columbités, à environ 15%, pour les tantalites. Dans

<sup>(1)</sup> Voir tableau XVI.

<sup>(2)</sup> Voir aussi les tableaux IV à VII qui donnent la composition de lots provenant du Congo belge et du Ruanda-Urundi.

certaines columbo-tantalites, où le pourcentage en  $\text{FeO} + \text{MnO}$  est plus faible, ces oxydes sont remplacés partiellement par des oxydes de terres rares comme c'est le cas de la columbite de Lundjulu,  $\text{g}_5\text{D}_5$  Lubilo.

Toutes les columbo-tantalites, sans exception, contiennent de petites quantités de  $\text{TiO}_2$  et  $\text{SnO}_2$  qui, généralement, ne dépassent pas 1-2%.

Suivant la teneur en  $\text{Ta}_2\text{O}_5$ , la densité des columbo-tantalites varie de 5,2 à 7,8 <sup>(1)</sup>.

Notons que toutes les columbo-tantalites du Congo belge sont plus ou moins radioactives <sup>(2)</sup>.

#### 1212. *Tapiolite*.

La tapiolite est un tantalate de fer  $\text{FeTa}_2\text{O}_6$  dont les cristaux ont été signalés <sup>(3)</sup> de la région de Punia [51] et dans les concentrés des rivières Luizi [28] et Lukulu [29].

Le tableau II montre les résultats d'analyse de la tapiolite de Punia.

#### 1213. *Struvérite*.

Les concentrés des rivières Lukulu [29] et Luizi [28] contiennent un minéral noir, légèrement irisé, assez riche en tantale et parfois en titane, devant alors être considéré comme une struvérite <sup>(4)</sup> qui est une ilménorutile contenant Ta, Nb, Ti et Fe.

Récemment, la struvérite a été trouvée dans certains concentrés de la région de Kailo <sup>(5)</sup>.

<sup>(1)</sup> Voir p. 60.

<sup>(2)</sup> I. DE MAGNÉE, Possibilité d'utilisation de la radioactivité pour la solution de problèmes géologiques au Congo (Congrès Scientifique, Elisabethville, 1950, Bruxelles, p. 9).

<sup>(3)</sup> H. BUTTGENBACH, *loc. cit.*, pp. 403, 404.

<sup>(4)</sup> H. BUTTGENBACH, *loc. cit.*, p. 401.

<sup>(5)</sup> Voir aussi P. LANCWEERT, *loc. cit.*, p. 468.

TABLEAU II. — Composition des columbo-tantalites du Congo belge et du Ruanda-Urundi

| Origine                                       | Constituants en %              |                                |                  |                  |       | Densité | Remarques                                                            |
|-----------------------------------------------|--------------------------------|--------------------------------|------------------|------------------|-------|---------|----------------------------------------------------------------------|
|                                               | Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | TiO <sub>2</sub> | SnO <sub>2</sub> | FeO   | MnO     |                                                                      |
| Lundjulu, g <sub>5</sub> D <sub>5</sub> Ubilo | 7,49                           | 65,00                          | 1,21             | 0,13             | 11,28 | 2,45    | 5,2                                                                  |
| Punia (Maniema)                               | 13,3                           | 64,3                           | 1,1              | 0,1              | 15,8  | 6,1     | 4,3 % R <sub>2</sub> O <sub>3</sub> du groupe yttrium <sup>(1)</sup> |
| Buranga (Ruanda-Urundi)                       | 14,1                           | 63,5                           | 0,4              | 0,4              | 9,0   | 11,7    | 5,70 <sup>(1)</sup>                                                  |
| Ruanda 1                                      | 19,04                          | 56,90                          |                  |                  | 10,80 | 10,75   | 5,67 <sup>(1)</sup>                                                  |
| Grands Lacs 3                                 | 22,30                          | 56,80                          | 0,23             | 2,50             | 14,66 |         | 5,55 <sup>(2)</sup>                                                  |
| Mogere (Ruanda-Urundi)                        | 25,5                           | 54,8                           | 0,8              | 0,8              | 13,6  | 4,4     | 0,32 % ThO <sub>2</sub> <sup>(2)</sup>                               |
| Eohe                                          | 28,87                          | 49,25                          | 1,22             | 0,17             | 14,79 |         | 5,82 <sup>(1)</sup>                                                  |
| Etembo, g <sub>17</sub> Liha                  | 29,5                           | 47,0                           |                  |                  | 10,7  | 6,3     | 5,8                                                                  |
| Mt. Dora (Ruanda-Urundi)                      | 31,58                          | 47,50                          | 1,40             | 0,40             | 13,90 | 3,90    | 5,94                                                                 |
| Lundjulu, près confl. Luiso                   | 32,86                          | 47,10                          | 0,38             | 0,07             | 8,83  | 10,43   | 6,1                                                                  |
| Sinda (Ruanda-Urundi)                         | 32,23                          | 46,29                          | 0,60             | 0,23             | 3,52  | 15,2    | 6,04                                                                 |
| Grands Lacs 2                                 | 37,20                          | 38,02                          | 0,70             | 1,73             |       |         | (1)                                                                  |
| Grands Lacs 1                                 | 43,94                          | 29,54                          | 0,60             | 1,60             |       |         | (2)                                                                  |
| Kikalaie (Maniema)                            | 50,79                          | 19,39                          | 1,44             | 3,73             |       |         | (2)                                                                  |
| Moemba (Maniema)                              | 51,3                           | 28,7                           | 0,4              | 0,6              | 10,3  | 9,4     | 6,5                                                                  |
| Lundjulu, Luiso                               | 57,5                           | 25,7                           | 0,5              | 0,1              | 9,6   | 6,0     | 6,60                                                                 |
| Manono (Katanga)                              | 58,16                          | 16,58                          | 0,91             | 1,60             | 4,58  | 12,80   | 6,83                                                                 |
| Eleta, g <sub>2</sub> G <sub>6</sub> Enehe    | 58,93                          | 22,29                          | 1,04             | 0,13             | 11,73 | 5,11    | 0,21 % ZrO <sub>2</sub> <sup>(3)</sup>                               |
| Tshubi (Ruanda-Urundi)                        | 66,9                           | 16,1                           | 0,4              | 0,6              | 5,0   | 9,9     | 2,0 % R <sub>2</sub> O <sub>3</sub> <sup>(1)</sup>                   |
| Moemba (Maniema)                              | 71,55                          | 9,62                           | 0,64             | 1,04             |       |         | 7,75 <sup>(4)</sup>                                                  |
| Lundjulu, g <sub>7</sub> Luho                 | 76,69                          | 5,74                           | 0,97             | 0,13             | 14,06 | 0,84    | 7,5                                                                  |
| Punia (Maniema)                               | 77,36                          | 2,50                           |                  |                  | 14,68 | 1,10    | 7,3 à 7,9                                                            |

<sup>(1)</sup> P. HERMAN et S. GASTELLIER, Détermination rapide de teneurs en Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub> et Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> des columbites (*Bull. Serv. Géol. Congo belge*, n° 2, fasc. 1, p. 77, 1946).

<sup>(2)</sup> F. F. MATHIEU, Les gisements des minerais de tantale et de niobium (*Publ. Assoc. Ing. Mons*, 1938, fasc. I, pp. 62, 114, 119).

<sup>(3)</sup> H. BUTTGENBACH, *loc. cit.*, p. 402.

<sup>(4)</sup> P. LANCSCWEERT, *loc. cit.*, p. 469.

<sup>(5)</sup> La teneur en Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> est anormalement faible et nous paraît douteuse.

<sup>(6)</sup> Analyse faite par le laboratoire du Service des Mines à Bukavu.

<sup>(7)</sup> H. BUTTGENBACH, *loc. cit.*, p. 404.

1214. *Thoreaulite*.

La thoreaulite se rencontre surtout dans les pegmatites stannifères de Manono [31]. Elle a été aussi retrouvée dans le Maniema <sup>(1)</sup>. VARLAMOFF note qu'elle existe un peu partout dans les placers autour du massif granitique d'Aïssa <sup>(2)</sup>. Les plus beaux spécimens et les premiers cristaux connus proviennent de la région de Kubitaka, près de Punia <sup>(3)</sup>.

La formule de la thoreaulite  $\text{SnO}_2 \cdot \text{Ta}_2\text{O}_5$  correspond à 74,5% de  $\text{Ta}_2\text{O}_5$  et 25,5% de  $\text{SnO}_2$ . Voici les résultats de son analyse <sup>(4)</sup> :

|                         |         |
|-------------------------|---------|
| $\text{Ta}_2\text{O}_5$ | 72,83 % |
| $\text{SnO}_2$          | 21,88   |
| $\text{TiO}_2$          | 1,85    |
| $\text{Fe}_2\text{O}_3$ | 0,50    |
| $\text{Al}_2\text{O}_3$ | 1,02    |
| CaO                     | 1,28    |

On trouve, de plus, des traces de  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ ,  $\text{Sb}_2\text{O}_3$ ,  $\text{MnO}$  et  $\text{MgO}$  dans ce minéral. Suite à la teneur élevée en étain, la thoreaulite n'est pas vendable comme minéral de tantale. Elle devrait subir, au préalable, un traitement chimique. Mais, de toute façon, elle ne présente pas un intérêt pratique.

1215. *Pyrochlore*.

BUTTGENBACH signale le pyrochlore  $\text{Nb}_2\text{O}_5 \cdot \text{TiO}_2 \cdot \text{CaO} \cdot \text{ThO}_2 \cdot \text{Ce}_2\text{O}_3 \cdot \text{F}$  d'un greisen trouvé au sud des gîtes stannifères de Kiambi [95] <sup>(5)</sup>. Il existe aussi au nord-ouest du Ruanda [70] <sup>(6)</sup>.

<sup>(1)</sup> H. BUTTGENBACH, *loc. cit.*, p. 404.

<sup>(2)</sup> N. VARLAMOFF, Géologie des gisements stannifères de Symétain (*Mém. Inst. Roy. Col. Belge*, 8<sup>o</sup>, Sect. Sc. nat. et méd., XXII, 2, 1953, p. 44).

<sup>(3)</sup> J. MELON et J. TOUSSAINT, *A. S. G. B.*, LXXXIV, pp. 25-32, 1950.

<sup>(4)</sup> D'après H. BUTTGENBACH, *loc. cit.*, p. 405.

<sup>(5)</sup> H. BUTTGENBACH, *loc. cit.*, p. 406.

<sup>(6)</sup> Communication de M. A. SAFIANNIKOFF, Directeur du Service Géologique de la M. G. L.

1216. *Samarskite*.

VAN AUBEL a caractérisé la samarskite  $(\text{Nb}, \text{Ta})_2\text{O}_5 \cdot \text{UO}_3 \cdot \text{Y}_2\text{O}_3$  dans des concentrés provenant du Kivu <sup>(1)</sup>. L'analyse microchimique a décelé la présence de Nb, Ta, Y et de Fe.

1217. *Euxénite*.

VAN AUBEL note également l'euxénite  $\text{Nb}_2\text{O}_5 \cdot \text{Y}_2\text{O}_3 \cdot \text{TiO}_2 \cdot \text{UO}_2 \cdot \text{Ce}_2\text{O}_3$  dans certains concentrés originaires du Kivu <sup>(1)</sup>.

1218. *Aeschynite*.

Ce minéral, de composition  $\text{Nb}_2\text{O}_5 \cdot \text{TiO}_2 \cdot \text{Ce}_2\text{O}_3 \cdot \text{ThO}_2$ , existerait dans les concentrés de la rivière Kalumengongo <sup>(1)</sup>.

1219. *Formanite*.

Très récemment, on a trouvé près de Liha [6], un minerai noir résineux à plaques jaune verdâtres, de densité 4,82 et de dureté de 5,5 environ, pour lequel l'analyse chimique a donné les résultats suivants :

|                                      |        |
|--------------------------------------|--------|
| $(\text{Nb}, \text{Ta})_2\text{O}_5$ | 62,6 % |
| $\text{R}_2\text{O}_3$               | 23,3   |

Le rapport Nb/Ta est voisin de 2. Les terres rares sont essentiellement du groupe yttrique, en majorité yttrium et ytterbium, un peu de dysprosium, avec de faibles quantités de lanthane.

Ce minerai contient de l'uranium ainsi que du thorium et est fortement radioactif. Il s'agit, probablement, de la formanite <sup>(2)</sup> qui constitue des mélanges isomorphes avec la fergusonite.

<sup>(1)</sup> D'après H. BUTTGENBACH, *loc. cit.*, p. 407.

<sup>(2)</sup> Communication de M. A. SAFIANNIKOFF.

## 122. INVENTAIRE DES GÎTES DES MINERAIS DE NIOBIUM-TANTALE.

### 1221. Gisements exploités par la M. G. L.

#### 12211. Mines du Nord.

Aux Mines du Nord, il a été remarqué que, pratiquement toujours, la minéralisation alluvionnaire s'est localisée dans les petits affluents ou têtes des rivières, à condition d'être au contact d'un massif granitique. La conclusion logique de cette observation est que la minéralisation primaire en columbo-tantalite provient des contacts et que, l'érosion étant très faible, la zone minéralisée ne possède qu'une extension très limitée.

### TABLEAU III

Granulométrie de la columbo-tantalite  
des gisements de la M. G. L. Nord (refus en %)

| Fraction | Elota g <sub>6</sub><br>Enehe | ElotaÉlu-<br>vions Z.A. | Etembo<br>Mobusa S | Etembo<br>g <sub>10</sub> Liha | Teturi g <sub>2</sub><br>D <sub>1</sub> Teturi | Teturi g <sub>4</sub><br>Teturi |
|----------|-------------------------------|-------------------------|--------------------|--------------------------------|------------------------------------------------|---------------------------------|
| + 4 mm   | 5,9                           | 17,2                    | 8,6                | 40,8                           | 83,0                                           | 45,4                            |
| + 2      | 19,8                          | 38,8                    | 24,4               | 31,9                           | 11,4                                           | 24,6                            |
| + 1      | 29,3                          | 26,2                    | 29,6               | 17,3                           | 3,7                                            | 17,0                            |
| + 0,5    | 25,2                          | 9,9                     | 19,5               | 7,3                            | 0,7                                            | 6,1                             |
| — 0,5    | 19,8                          | 7,9                     | 17,9               | 2,7                            | 1,2                                            | 6,9                             |

Dans la région de Lundjulu [8] <sup>(1)</sup>, le substratum est composé de granites à deux micas et à tourmaline qui couvrent de vastes étendues. Ils sont fortement imprégnés de pegmatites à gros micas et de filons de quartz, tous les deux contenant de grandes quantités de tourmaline. Comme intercalation, on rencontre des bandes de micaschistes qui sont souvent fortement cristallisés.

<sup>(1)</sup> Description faite d'après les notes du D<sup>r</sup> R. KERN, Chef du Service Géologique des Mines du Nord.

A quelques endroits, on a repéré de petits affleurements de roches vertes de composition dicritique-gabbroïde.

TABLEAU IV

Composition de lots de columbo-tantalites  
de la M. G. L. Nord

| Origine                   | Constituants en %              |                                |                  |                  |       |      | Densité |
|---------------------------|--------------------------------|--------------------------------|------------------|------------------|-------|------|---------|
|                           | Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | TiO <sub>2</sub> | SnO <sub>2</sub> | FeO   | MnO  |         |
| Etembo                    | 28,95                          | 46,85                          | 2,35             | 0,62             | 11,67 | 7,44 | 5,90    |
| Etembo                    | 33,12                          | 41,70                          | 2,02             | 0,45             | 12,52 | 6,33 | 6,10    |
| Etembo                    | 33,32                          | 43,05                          | 1,27             | 0,57             | 11,28 | 8,02 | 6,07    |
| Etembo                    | 33,74                          | 41,45                          | 1,67             | 0,73             | 11,30 | 7,73 | 6,05    |
| Etembo                    | 33,98                          | 42,50                          | 1,81             | 0,52             | 10,64 | 7,84 | 6,07    |
| Etembo                    | 36,30                          | 39,50                          | 1,80             | 0,47             | 11,22 | 7,10 | 6,20    |
| Elota + Etembo            | 37,64                          | 39,15                          | 1,28             | 0,45             | 15,96 | 3,64 | 6,26    |
| Teturi                    | 42,51                          | 33,75                          | 2,26             | 0,20             | 12,04 | 5,44 | 6,19    |
| Elota                     | 43,36                          | 34,50                          | 1,44             | 0,20             | 15,47 | 2,01 | 6,38    |
| Elota + Lundjulu + Etembo | 43,71                          | 34,97                          | 1,74             | 0,10             | 15,75 | 2,61 | 6,36    |
| Elota                     | 43,95                          | 35,92                          | 0,99             | 0,16             | 15,42 | 2,83 | 6,57    |
| Elota + Etembo            | 44,00                          | 34,95                          | 1,46             | 0,20             | 15,64 | 2,98 | 6,41    |
| Elota                     | 46,43                          | 32,70                          | 1,53             | 0,25             | 15,78 | 2,05 | 6,49    |
| Elota                     | 46,71                          | 32,70                          | 1,73             | 0,28             | 15,52 | 2,55 | 6,42    |
| Elota                     | 47,27                          | 32,10                          | 1,10             | 0,16             | 15,49 | 2,56 | 6,57    |
| Elota + Lundjulu          | 49,60                          | 30,22                          | 1,81             | 0,15             | 14,37 | 3,93 | 6,59    |
| Elota                     | 50,43                          | 28,05                          | 1,00             | 0,20             | 15,34 | 2,17 | 6,69    |
| Elota                     | 50,90                          | 28,10                          | 1,74             | 0,28             | 15,64 | 2,22 | 6,55    |
| Teturi                    | 51,15                          | 26,30                          | 2,15             | 0,20             | 11,79 | 4,74 | 6,44    |

Parmi les concentrés de panning, on a rencontré les minéraux suivants : or, ilménite, oligiste, hématite, zircon, grenat, monazite, columbo-tantalite et wolframite.

Les régions d'Etembo [6] et d'Elota [11] sont composées de granites et d'ortho-gneiss contenant des micaschistes, avec de la biotite, souvent chloritisés. Certains faciès du granite sont pegmatitiques. La tourmaline est un minéral répandu dans les pegmatites et les nombreux filons de quartz qui sont logés dans les



granites et dans les micaschistes fortement recristallisés qui longent le massif granitique.

Des filons de pegmatite à orthose-microcline et à muscovite se trouvent à l'intérieur des granites. Ils accusent généralement une minéralisation assez faible localisée au contact des granites.

A certains endroits, on a rencontré de faibles teneurs en wolframite. Toutefois, cette minéralisation est liée aux micaschistes et se trouve en dehors des granites.

La granulométrie de la columbo-tantalite récoltée est assez variable (tableau III). Il en est de même pour sa composition (tableau IV).

Comme accompagnateurs, citons, à Liha : or, ilménite, tourmaline, monazite, xénotime et de très faibles quantités de cassitérite.

Dans la région de Teturi [4], le gisement de Mapembe <sup>(1)</sup> est situé en bordure d'un massif granitique très étendu. Le granite est à deux micas. Les schistes encaissants sont très micacés sur une cinquantaine de mètres environ.

Le contact est traversé par des bancs de pegmatites qui lui sont perpendiculaires. Ces bancs sont encastrés dans le granite et pénètrent dans les schistes encaissants sur 50 m environ. Leur puissance varie de quelques centimètres à plus d'un mètre.

Les pegmatites sont formées en majeure partie d'énormes cristaux de microcline avec des inclusions d'albite et parfois de grenats, elles sont pauvres en mica (muscovite) ; le quartz se présente en grandes masses. Localement, le quartz prédomine et même parfois reste le seul constituant.

A certains endroits, on rencontre de petits filons de 10 à 15 cm formés de quartz fin, de feldspaths fins et très

<sup>(1)</sup> La description des gisements de Mapembe et de Keke a été faite par M. G. NICOLAY, ingénieur en charge du Service Géologique des Mines du Nord.

riches en muscovite à petits cristaux. Ces filonnets sont souvent aux épontes des bancs de pegmatites mais, quelquefois, ils les recoupent. Leur constitution ainsi que leur situation par rapport aux pegmatites indiquent une formation postérieure et plus froide.

Les filons de pegmatites traversant le contact sont stériles, tant les gros filons de feldspath massif que les petits filonnets micacés.

A une centaine de mètres du contact du granite affleurent de gros filons de quartz de 2 à 3 m de puissance. Deux de ces filons parallèles et distants de 15 m, lors de leur découverte, se sont montrés bordés d'une bande de feldspath complètement altéré, d'une puissance variant de 10 à 100 cm. Ces bandes de feldspath longent le filon et passent parfois d'un filon à l'autre en recoupant le granite.

Les bandes de feldspath (microline) ne contiennent que très peu de quartz et très peu de mica. Elles constituent le siège de la minéralisation en columbo-tantalite. Le minéral s'y trouve par poches de 5 à 10 kg, le reste de la masse étant pratiquement stérile. Les filons de quartz sont stériles sauf localement où la columbo-tantalite s'est mise en place dans le feldspath près du quartz et s'est infiltrée dans les fissures de ce dernier.

La zone d'éluvions, particulièrement riche, montre des teneurs atteignant même plusieurs kg/m<sup>3</sup>. Les alluvions sont moins minéralisées.

Comme cela résulte du tableau III, le gisement de Mapembe est caractérisé par une columbo-tantalite particulièrement grosse. La fraction — 0,5 mm atteint seulement quelques pourcents.

La columbo-tantalite récoltée montre un pourcentage relativement élevé de Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub> (voir tableau IV), la densité est supérieure à 6,2.

Le gisement ne contient pratiquement pas d'accor-

pagnateurs, à l'exception d'un peu de grenats et de traces de cassitérite.

Le gisement de la Keke se trouve en bordure du même massif granitique que celui de Mapembe, à une dizaine de km au nord-ouest. Ici, le contact est tout différent. En partant du granite, on rencontre une zone de métamorphisme très poussée sur 2 km. On trouve des paragneiss et des micaschistes très recristallisés. Tandis qu'à Mapembe la minéralisation alluvionnaire et éluvionnaire est entièrement sur le granite, ici elle est localisée sur l'aurole de métamorphisme.

La columbo-tantalite de ce gisement est relativement fine. Comme accompagnateurs citons l'ilménite, même dans les grosses granulométries.

Le gisement alluvionnaire d'Etaëtu [7] s'étend sur une zone de pointements granitiques qui n'ont pas donné naissance à un métamorphisme de contact poussé. Le gravier contient de la columbite, de la wolframite et de l'or.

L'exploitation des columbo-tantalites, aux Mines du Nord, a permis de faire la constatation que la densité de la columbo-tantalite varie souvent en fonction de la grosseur des grains ; généralement, cette densité diminue, lorsque la granulométrie diminue également. Ceci est particulièrement apparent dans le cas des chantiers produisant de la columbo-tantalite à densité élevée.

Voici par exemple, la densité de la columbo-tantalite provenant des éluvions d'Enehe :

| Fraction    | Densité | Teneur en<br>$Ta_2O_5$ en % (1) | Teneur en<br>$Nb_2O_5$ en % (1) |
|-------------|---------|---------------------------------|---------------------------------|
| + 4 mm      | 7,20    | 69                              | 13                              |
| — 4 + 2     | 7,00    | 63                              | 18                              |
| — 2 + 1     | 6,65    | 52                              | 28                              |
| — 1 + 28 m. | 6,00    | 32                              | 46                              |
| — 28 m.     | 6,05    | 33                              | 45                              |

(1) D'après la fig. 3.

Pour expliquer ce phénomène, on peut d'abord admettre que le gîte n'est pas homogène. En d'autres mots, la columbo-tantalite provient de deux gisements primaires différents, l'un à minerai gros de densité élevée, l'autre à minerai relativement fin de densité faible.

Ou bien, il y a eu deux venues de columbo-tantalite, à des époques différentes, dans le même gisement primaire, l'une ayant donné naissance à de gros cristaux de densité élevée, l'autre à des cristaux plus fins de densité faible.

Enfin, on peut supposer que la cristallisation s'est produite d'une façon continue, dans le même gisement primaire. Généralement, on admet que la tantalite correspond à une température plus élevée que celle qui caractérise la venue de la columbite. Cette température élevée, et les conditions qui en résultent, serait alors favorable à la formation de gros cristaux. Au fur et à mesure de la diminution de la température, des cristaux de plus en plus petits, contenant des proportions croissantes de niobium apparaîtraient.

#### 12212. *Mines du Centre.*

Les Mines du Centre exploitent plusieurs gisements de cassitérite contenant un certain pourcentage de columbo-tantalite, spécialement à Mutiko, Tshamaka, Masingu, près de Kabunga [20], et à Tshiganda [45]. Presque tous les gisements actuellement en exploitation sont alluvionnaires et le traitement du gravier est fait dans de simples sluices. Le pourcentage de columbite dans les mixtes est essentiellement variable et atteint même 42%. Les pegmatites ne semblent pas montrer, dans ces régions, des teneurs exploitables en columbo-tantalite <sup>(1)</sup>.

(1) Une pegmatite minéralisée seulement en columbo-tantalite a été trouvée récemment à Tshamaka.

Notons que Tshamaka a fourni, en 1940-1941, une petite quantité de tantalite particulièrement pure, à densité 7,75, montrant près de 86% pour la somme des pentoxydes.

Le tableau V montre la composition des lots de columbo-tantalites des Mines du Centre, après traitement à Hoboken. Dans le cas des lots « W », la somme de pentoxydes est généralement inférieure à 70%. Il s'agit, en réalité, de la récupération de columbo-tantalite dans les mixtes à prédominance de wolframite.

Notons la teneur élevée en  $Ta_2O_5$  de certains lots qui s'approche des spécifications de la tantalite.

TABLEAU V

Composition de lots de columbo-tantalite  
de la M. G. L. Centre

| Désignation du lot | Constituants en % |           |         |         |       |      |        |
|--------------------|-------------------|-----------|---------|---------|-------|------|--------|
|                    | $Ta_2O_5$         | $Nb_2O_5$ | $TiO_2$ | $SnO_2$ | FeO   | MnO  | $WO_3$ |
| T 37               | 56,29             | 19,80     | 0,98    | 0,85    | 14,08 | 3,78 | 2,13   |
| T 38 à T 40        | 50,05             | 25,52     | 1,74    | 0,86    | 13,39 | 5,98 | 2,04   |
| T 43               | 48,60             | 22,80     | 0,98    | 0,89    | 13,80 | 5,15 |        |
| T 46               | 47,22             | 26,58     | 1,01    | 0,94    | 11,85 | 5,34 |        |
| T 47               | 48,30             | 27,05     | 1,06    | 0,89    | 12,68 | 5,16 |        |
| T 48 à T 49        | 42,37             | 28,88     | 2,03    | 0,89    | 13,26 | 5,21 |        |
| T 50               | 46,26             | 24,30     | 1,27    | 1,04    | 12,29 | 5,30 |        |
| T 51               | 38,20             | 34,60     | 1,75    | 0,96    | 12,16 | 5,43 |        |
| T 52               | 43,95             | 27,53     | 1,39    | 1,07    | 12,58 | 5,12 |        |
| W 30 + W 31        | 43,12             | 24,11     | 1,04    | 1,04    | 14,92 | 5,23 | 3,72   |
| W 36               | 38,96             | 25,25     | 0,98    | 1,02    | 14,13 | 7,13 | 7,79   |
| W 37               | 44,20             | 24,73     | 0,84    | 0,76    | 13,91 | 5,47 |        |
| W 38               | 42,69             | 20,75     | 1,08    | 1,01    | 14,39 | 5,04 |        |
| W 40 + W 41        | 40,71             | 22,30     | 0,97    | 0,65    | 15,01 | 5,86 |        |
| W 42               | 44,49             | 22,41     | 0,99    | 1,01    | 14,90 | 5,38 |        |
| W 43               | 45,88             | 20,57     | 1,06    | 0,80    | 14,08 | 4,75 |        |
| W 44               | 43,73             | 18,83     | 1,24    | 0,76    | 15,25 | 4,66 |        |

12213. *Mines du Sud.*

Passons aux gisements exploités par les Mines du Sud et examinons d'abord la région de Makalapongo <sup>(1)</sup>.

Ce secteur se situe au nord-est de Mwenga et correspond dans les grandes lignes au cœur même, autour duquel se répartit zonairement toute la minéralisation des Mines du Sud (columbite, cassitérite, wolframite et or).

Un pointement granitique assez important s'allongeant suivant un axe Nord-Sud affleure de part et d'autre de l'Ulindi. Vers le Sud-Ouest, il disparaît en grosse partie sous les coulées basaltiques d'âge tertiaire-début quaternaire.

En rive droite de l'Ulindi, ce massif s'ennoie sous la couverture sédimentaire de la série dite « Urundi » composée des schistes bleus et gris plus ou moins métamorphiques suivant l'éloignement du centre granitique.

En rive gauche de l'Ulindi se répartissent les différents gisements de columbite, connus à ce jour. Ils sont liés à des pegmatites encore mal inventoriées et peu connues.

Ces pegmatites, émanant du magma granitique peu profond, recoupent généralement la couverture composée de schistes micacés très métamorphiques à grenat, disthène, staurotide, tourmaline et alternance de grès quartziteux, l'ensemble représentant la série dite de la « Ruzizi ».

Actuellement, seuls des gisements alluvionnaires mixtes (columbite et cassitérite) sont assez bien connus. La cassitérite est de couleur noire, montrant une origine d'un gîte primaire pegmatitique.

A mesure que l'on s'éloigne latéralement et zonairement du noyau granitique, la présence de la columbite disparaît assez rapidement pour voir l'importance de la

(1) La description des gisements de la M. G. L. Sud a été faite par le Dr J. GARD.

minéralisation en cassitérite augmenter et même constater l'apparition de gîtes wolframifères.

Cette différenciation s'observe dans la région même de Makalapongo. C'est, en effet, en périphérie de la zone à cassitérite de la Tshoka (Makalapongo), qu'un filon à wolfram a été découvert. Il est constitué de quartz à tourmaline, wolframite et cassitérite tout à fait claire passant même à une couleur rose-beige. Ce filon est interstratifié dans les schistes micacés environnants. Il est éloigné de 2 km environ de gîtes mixtes à columbite et cassitérite.

A Makalapongo, l'exploitation des alluvions est faite à l'aide de sluices. Les mixtes contiennent environ 50% de columbo-tantalite.

La région de Mwana [41], tout comme Kobokobo, se situe dans la série métamorphique des schistes et des grès quartziteux de la « Ruzizi ». Les affleurements de granite apparaissent à 5 km environ au nord de la zone des pegmatites connues, mais ne se montrent pas dans le voisinage immédiat. Ces pegmatites sont constituées en majeure partie par de grosses masses longitudinales accompagnées d'apophyses généralement très riches. Par place (rive gauche D<sub>25</sub> Mwana), la pegmatite passe dans la zone apicale à un greisen à cassitérite noire. Ces venues recoupent la couverture sédimentaire en les imprégnant de tourmaline ou mica le long du contact même.

A Mwana, on distingue deux genres de gisements columbo-tantalifères, ceux localisés dans de grosses pegmatites à feldspath, mica plus ou moins lithique, tourmalines, columbite et ceux appartenant aux apophyses généralement étroites et peu étendues, mais à forte minéralisation en niobium-tantale et de même composition minéralogique que le premier genre de pegmatites.

Ces pegmatites sont pauvres en mica et riches en feldspath très altéré. Comme accompagnateurs, signalons de la cassitérite en proportions variables.

Au  $g_3g_1D_{12}$  Mwana, des pegmatites en place à columbite presque pure ont été exploitées par sluicing. La proportion de cassitérite dans les mixtes est inférieure à 5 %. Notons qu'un échantillon de pegmatites dures provenant du même gisement a montré une teneur de 1 kg/t en columbite récupérable <sup>(1)</sup>, après concassage à — 4 mm.

Au  $d_4D_{25}$  Mwana, l'exploitation a commencé par le traitement des alluvions et des éluvions à mixtes. Ensuite, les pegmatites en place ont été découvertes.

Un échantillon de pegmatites, montrant une teneur de 0,361 kg/t après débouillage (24% boues), prélevé au même chantier a donné la granulométrie suivante pour la columbo-tantalite (sans concassage préalable de l'échantillon) :

| <u>Fraction</u> | <u>Columbite en %</u> |
|-----------------|-----------------------|
| + 10 mm         | 0,0                   |
| — 10 + 5,5      | 37,4                  |
| — 5,5 + 4       | 6,9                   |
| — 4 + 2         | 14,7                  |
| — 2 + 1         | 5,9                   |
| — 1 + 30 m.     | 6,4                   |
| — 30 + 50 m.    | 16,8                  |
| — 50 m.         | 11,9                  |
| Total           | 100,0                 |

Environ 65% de la columbo-tantalite sont à + 1 mm et peuvent être récoltés par sluicing ou à l'aide de pans rotatifs. Cependant, 35% se trouvent dans les fractions — 1 mm où des pertes sont à craindre.

Après élimination de la columbite récupérable, sans concassage, les tailings ont été concassés successivement à — 25, — 10, — 5,5, — 4, — 2 et — 1 mm. Les chiffres

<sup>(1)</sup> Voir p. 52.



suivants montrent l'influence du degré de comminution sur la teneur récupérable :

| Concassage<br>à | Teneur en<br>columbite en kg /t | $\Delta$<br>en % |
|-----------------|---------------------------------|------------------|
| sans            | 0,361                           | —                |
| — 25 mm         | 0,367                           | 1,7              |
| — 10            | 0,378                           | 4,7              |
| — 5,5           | 0,386                           | 6,9              |
| — 4             | 0,395                           | 9,4              |
| — 2             | 0,428                           | 18,6             |
| — 1             | 0,456                           | 26,3             |

Nous voyons donc que même un broyage à — 1 mm libère seulement 0,10 kg /t de columbite. Cette pegmatite ne peut présenter un intérêt pratique que pour un traitement sans concassage préalable.

D'autre part, un échantillon de tailings prélevé au cul de table a donné une teneur de 0,086 kg /t en columbite. Comparée à la teneur récupérée du même mois, il en résulte un rendement de récupération un peu supérieur à 60%. La répartition granulométrique de la columbite perdue dans les tailings est la suivante :

| Fraction     | Columbite en % |
|--------------|----------------|
| + 4 mm       | 7,4            |
| — 4 + 2      | 9,2            |
| — 2 + 1      | 5,0            |
| — 1 + 30 m.  | 8,8            |
| — 30 + 50 m. | 31,2           |
| — 50 m.      | 38,4           |

Nous constatons donc que presque 70% de la columbite perdue se trouvent dans les fractions — 30 mesh. Cependant, vu les faibles teneurs, la récupération de cette fine columbite ne peut être envisagée économiquement.

Pour parer au manque d'eau disponible en hauteur et pour éviter le pompage, l'exploitation du gisement du d<sub>4</sub>D<sub>25</sub> Mwana a été entreprise à l'aide de pans rotatifs <sup>(1)</sup>.

(1) Voir p. 83.

A Kobokobo [40], une pegmatite minéralisée en columbo-tantalite a été découverte, après avoir exploité une plage éluvionnaire contenant des mixtes cassitérite-columbo-tantalite. Notons que la cassitérite provient d'une pegmatite à cassitérite située dans le voisinage.

La pegmatite à columbite est englobée dans des schistes micacés alternant avec des grès quartzitiques. Le granite n'affleure pas dans la région, ce qui laisse supposer que la pegmatite émane du magma plus profond. Elle recoupe donc la couverture sédimentaire.

Cette pegmatite large de plus de 100 m est constituée par de l'orthose, parfois d'albite, de micas blancs en grosses lamelles, de micas verts lithiques à fines paillettes et de quartz, parfois répartie d'une façon homogène dans la masse à feldspath, parfois rencontrée en filons lenticulaires.

TABLEAU VI

Composition de lots de columbo-tantalite  
de la M. G. L. Sud

| N° des lots | Constituants en %              |                                |                  |                  |       |      |
|-------------|--------------------------------|--------------------------------|------------------|------------------|-------|------|
|             | Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | TiO <sub>2</sub> | SnO <sub>2</sub> | FeO   | MnO  |
| 13          | 37,60                          | 39,86                          | 1,24             | 0,72             | 11,45 | 5,80 |
| 14          | 35,67                          | 40,97                          | 1,76             | 0,50             | 12,48 | 5,53 |
| 17          | 34,04                          | 42,42                          | 1,28             | 0,84             | 12,22 | 5,26 |
| 26          | 28,74                          | 47,27                          | 1,24             | 0,96             | 12,35 | 6,46 |
| 27          | 38,76                          | 37,51                          | 0,64             | 0,72             | 11,00 | 6,09 |
| 30          | 39,92                          | 35,83                          | 1,20             | 1,28             | 11,51 | 5,99 |
| 34          | 33,00                          | 41,19                          | 2,28             | 1,04             | 13,06 | 5,53 |
| 38          | 27,00                          | 46,62                          | 1,28             | 1,20             | 12,61 | 5,92 |
| 42          | 26,79                          | 46,82                          | 1,40             | 0,81             | 12,35 | 6,93 |
| 43          | 33,87                          | 41,72                          | 1,64             | 0,73             | 12,09 | 6,43 |
| 44          | 30,14                          | 45,59                          | 1,08             | 0,88             | 11,58 | 7,39 |

On relève la présence des minéraux accompagnateurs suivants : columbite, tourmaline, beryl et amblygonite en poches, bismuth, sulfures (pyrite, mispickel), toute

une série de phosphates (apatite, dufrenite, strengite, hétérosite, vivianite, autinite), scorotite, uraninite, gummite, oligiste, un silicate de zirconium différent du zircon ordinaire, etc... Notons encore le quartz enfumé et du quartz genre cristal de roche. Tous ces accompagnateurs démontrent bien que cette pegmatite est due à une minéralisation allant d'une phase chaude pneumatolytique (pegmatoïde) à une phase plus froide hydrothermale (pouvant se rattacher dans son ensemble au type 4 ou 5 de FERSMAN).

Dans cette grande masse de pegmatite, hétérogène dans son ensemble, mais homogène dans le détail, on a constaté une certaine répartition de ces différents minéraux s'associant suivant leur âge de cristallisation.

Au point de vue pratique, la columbite est intimement liée aux différents phosphates qui se trouvent dans les micas verts formant une auréole autour des concentrations lenticulaires de quartz, tandis que la masse importante de la pegmatite à feldspath et micas blancs en grosses lamelles est quasi-stérile en columbite.

Le traitement des pegmatites de Kobokobo est fait à l'aide de pans rotatifs, après concassage à — 25 mm <sup>(1)</sup>.

#### 1222. *Gisements exploités par le C. N. Ki.*

Le COMITÉ NATIONAL DU KIVU exploite plusieurs gisements alluvionnaires de mixtes cassitérite-columbo-tantalite à Idambo [90], Iseke [89], Kanzoro [86], Mumba [91], Nkenge-Kisenda [85], Numbi [92], Nzibi, Nzovu [94] et Utu [87]. La teneur des mixtes en columbite est essentiellement variable (de 5 à 77 %).

L'exploitation est effectuée, généralement, par sluicing. Toutefois, de petites unités de concassage existent à Utu et à Idambo où se trouvent des pegmatites en place.

(1) Voir p. 89.

Les concentrés provenant des clean up sont épurés à l'aide de séparateurs électromagnétiques Rapid O. G. qui éliminent les impuretés relativement magnétiques, y compris l'ilménite. Les mixtes cassitérite-columbite sont finalement expédiés à la SOCIÉTÉ GÉNÉRALE MÉTALLURGIQUE DE HOBOKEN.

TABLEAU VII

Composition de lots de columbo-tantalite  
du Congo belge et du Ruanda-Urundi

| Origine                             | Constituants en %              |                                |                  |                  |       |       |
|-------------------------------------|--------------------------------|--------------------------------|------------------|------------------|-------|-------|
|                                     | Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | TiO <sub>2</sub> | SnO <sub>2</sub> | FeO   | MnO   |
| Kinyoni I (MIRUDI)                  | 27,3                           | 45,7                           | 0,5              | 0,4              | 14,3  | 8,7   |
| Kinyoni II (MIRUDI)                 | 19,7                           | 51,7                           | 0,77             | 0,90             | 16,24 | 6,36  |
| Kaganda (MIRUDI)                    | 32,4                           | 41,5                           | 1,0              | 0,50             | 11,6  | 7,5   |
| Mogere (MIRUDI)                     | 36,6                           | 38,5                           | 0,73             | 0,73             | 11,0  | 8,22  |
| GÉOMINES I                          | 30,94                          | 35,29                          | 1,60             | 2,42             |       |       |
| GÉOMINES II                         | 41,49                          | 32,37                          | 0,70             | 2,82             |       |       |
| MINERGA (COBELMIN)                  | 34,40                          | 36,98                          | 3,12             | 3,30             | 8,68  | 9,30  |
| MILUBA I (COBELMIN)                 | 33,37                          | 39,40                          | 3,12             | 1,93             | 8,30  | 10,16 |
| MILUBA II (COBELMIN)                | 23,50                          | 49,80                          | 2,30             | 1,30             | 13,00 | 6,60  |
| BELGIKAOR (COBELMIN) <sup>(1)</sup> | 71,55                          | 8,99                           | 0,40             | 1,93             | 18,35 | 1,61  |
| Mutaho (COREM)                      | 12,27                          | 64,35                          | 0,82             | 0,20             | 14,83 | 7,13  |
| Ruanda I                            | 31,51                          | 38,33                          | 0,73             | 0,98             | 14,58 | 7,70  |
| » II                                | 28,80                          | 46,68                          | 0,53             | 1,14             | 11,40 | 9,00  |
| » III                               | 30,77                          | 42,35                          | 0,74             | 1,31             | 12,19 | 8,44  |
| » IV                                | 27,52                          | 45,00                          | 0,55             | 0,89             | 12,95 | 7,82  |
| » V                                 | 21,41                          | 56,15                          | 0,64             | 0,82             | 12,11 | 8,52  |
| » VI                                | 33,92                          | 40,22                          | 0,45             | 1,05             | 12,83 | 7,41  |
| » VII                               | 56,04                          | 16,55                          | 0,97             | 2,15             | 11,55 | 6,79  |

1223. *Gisements exploités par SYMÉTAIN* <sup>(2)</sup>.

Des placers alluvionnaires, à mixtes cassitérite-columbite, existent au sud-ouest d'Aissa, dans la région de Punia [51].

<sup>(1)</sup> Teneur en WO<sub>3</sub>: 1,39 %.

<sup>(2)</sup> N. VARLAMOFF, Géologie des gisements stannifères de Symétain (*Mém. Inst. Roy. Col. Belge*, 8<sup>o</sup>, XXII, fasc. 2, 1953).

Des mixtes ont été trouvés également dans les alluvions de certaines rivières, à la périphérie du grand massif granitique de Kalima [93], en amont des contacts.

Enfin, il existe de petits placers à mixtes dans la région de Sukumakanga (près d'Omate) [83].

#### 1224. *Gisements exploités par COBELMIN.*

Dans le Secteur de Kima, COBELMIN exploite pour compte de MILUBA des gisements à columbo-tantalite à Matelemana [14], Mubilina [15], Kabimbi [15], Kalukangala [16] et Kampulu [17].

Il s'agit partout d'alluvions, à mixtes cassitérite-columbo-tantalite, qui sont traitées par sluicing. Le pourcentage de la columbo-tantalite et la composition de celle-ci sont très variables. Ainsi, à Mubilina et Kabimbi, les mixtes contiennent respectivement 6 à 7% et 1 à 2% de tantalite (à 69%  $Ta_2O_5$  + 12%  $Nb_2O_5$  pour Mubilina). Par contre, à Kampulu et à Kalukangala, il s'agit de columbite, mais les pourcentages sont respectivement de 60 % et 90 %.

Dans le secteur de Lulingu, des alluvions et un peu d'éluvions sont exploitées pour compte de MINERGA, également par sluicing, principalement à Niambembe [18] et à Lubilu [19]. Les mixtes contiennent 3 à 15 % de columbo-tantalite.

D'autres gisements existent à Tshonka (près de Lubilu), à Lokolia [100], à Utunnu [101], à Nkumua (au sud de Kalukangala) et à Ibumba (au sud de Nkumua).

Le tableau VII montre la composition de quelques lots de columbo-tantalite produite par COBELMIN.

#### 1225. *Gisement de Manono.*

Le gisement de cassitérite de Manono est constitué

par un dyke épais de pegmatite granitique (1). L'exploitation s'était attaquée d'abord à la tête de cette pegmatite rendue peu cohérente par l'altération superficielle. Cette zone atteint par endroit 80 m, mais, en général, elle est beaucoup moins profonde. Récemment, la mise en valeur de la pegmatite dure a été entamée (2). Comme accompagnateurs de la cassitérite, on peut citer la columbo-tantalite, le béryl, la tourmaline, l'apatite et, surtout, le spodumène.

La teneur en cassitérite des pegmatites altérées est de 1-1,5 kg/m<sup>3</sup>, celle des pegmatites dures de 2-2,5 kg/m<sup>3</sup> (3).

Le pourcentage de columbo-tantalite, par rapport à la cassitérite, s'élève à 3-4% pour les pegmatites altérées et à 2-3% pour les pegmatites dures (3) (4). Malgré ces faibles teneurs, GÉOMINES est le producteur le plus important de columbo-tantalite du Congo belge.

Une analyse typique des mixtes cassitérite-columbite provenant des pegmatites dures se trouve dans le tableau VIII (3) :

TABLEAU VIII  
Composition des mixtes cassitérite-columbite  
de GÉOMINES (pegmatites dures)

| Constituant                         | Teneur en % |           |
|-------------------------------------|-------------|-----------|
|                                     | Exemple A   | Exemple B |
| Sn                                  | 71,20       | 70,10     |
| As                                  | 0,87        | 1,17      |
| Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>      | 2,38        | 2,15      |
| (Nb,Ta) <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | 1,79        | 2,85      |

(1) On trouvera une description très détaillée de ce gisement dans l'article de J. THOREAU, La pegmatite stannifère de Manono (Congrès Scientifique, Élisabethville 1950, Bruxelles, 1950, vol. II, pp. 461-489).

(2) H. BARZIN, Problèmes d'exploitation et de traitement des minerais primaires inaltérés de Manono (*Mém. Inst. Roy. Col. Belge*, 8<sup>o</sup>, Sect. Sc. techn., VIII, fasc. 4, 1952).

(3) D'après LYONS dans *Mining World* et dans *Eng. Min. J.*, 155, n<sup>o</sup> 1, p. 97, 1954.

(4) H. BARZIN, *loc. cit.*, donne un chiffre plus élevé : 5-7 %.

Le traitement au séparateur magnétique, après classement en trois catégories granulométriques, permet de récolter 65-75% de pentoxydes. Les scories de la réduction de la cassitérite contiennent 20-25% de  $(\text{Nb}, \text{Ta})_2\text{O}_5$  et sont expédiées en U. S. A. pour traitement ultérieur <sup>(1)</sup>.

On trouve la composition de certaines columbo-tantalites de GÉOMINES dans le tableau VII.

THOREAU <sup>(2)</sup> cite l'existence d'un filon de quartz recoupant les micaschistes sur le flanc nord du dyke, dans la zone orientale, qui a été exploitée, il y a quelques années, pour la tantalite, la thoreaulite et la wolframite. La tantalite trouvée dans ce filon serait sensiblement plus riche en  $\text{Ta}_2\text{O}_5$  que celle provenant des pegmatites : 45% contre 30%  $\text{Ta}_2\text{O}_5$ .

A l'exception de Manono, la présence de minerais de niobium-tantale a été signalée seulement de quelques endroits isolés, au sud du 5<sup>e</sup> parallèle. C'est ainsi que, d'après MATHIEU <sup>(3)</sup>, la columbo-tantalite a été trouvée, dans les alluvions de la Lukulu [30], de son affluent Kibumba [29], de la Luizi [28], de la Luvua [95] et du bassin de la Lukasasi [35]. Elle existerait aussi dans les gisements d'étain exploités par l'UNION MINIÈRE DU HAUT-KATANGA <sup>(3)</sup> et dans les alluvions de la Luila (affluent de la Lubilash) <sup>(4)</sup>.

A Mandwa (Katanga central), se rencontrent des veines de pegmatites à greisen contenant de la cassitérite et de la columbo-tantalite <sup>(5)</sup>. Le gisement de Muika contient une pegmatite minéralisée en columbo-tantalite <sup>(6)</sup>. Enfin, SERMIKAT exploite à Bukena [99] un gisement de

<sup>(1)</sup> Voir J. R. WERNING et K. B. HIGBIE (*Min. Mag.*, XVII, pp. 60-61, 1955) concernant la séparation des pentoxydes contenus dans les scories de GÉOMINES.

<sup>(2)</sup> J. THOREAU, *loc. cit.*, pp. 468, 474.

<sup>(3)</sup> F. F. MATHIEU, *loc. cit.*, pp. 112-114.

<sup>(4)</sup> H. BUTTGENBACH, *loc. cit.*, p. 400.

<sup>(5)</sup> L. CAHEN, *loc. cit.*, p. 521.

<sup>(6)</sup> I. DE MAGNÉE, Présence d'amblygonite (montebrasite) dans les pegmatites de Muika (Luvua) (*Bull. Soc. Belge Géol.*, 60, 204-215, 1951).

cassitérite contenant un certain pourcentage de columbo-tantalite.

1226. *Gisements exploités par MINÉTAÏN.*

MINÉTAÏN exploite, dans divers endroits du Ruanda-Urundi, toute une série de gîtes de minerais de niobium-tantale. Presque partout les gisements contiennent des mixtes cassitérite-columbite ou même des mixtes cassitérite-ferbérîte-columbo-tantalite, comme à Muhurgwe [68]. Le seul gîte qui contient uniquement de la columbo-tantalite est situé à Tshubi [77] où les éluvions renferment de la tantalite (voir tableau II pour sa composition).

Quelques petits placers éluvionnaires à tapiolite ont été repérés en bordure du massif granitique au nord-est du polygone minier de Bugalula [63].

Dans le secteur de Katumba, plusieurs gisements de pegmatites sont en exploitation. Le pourcentage de columbo-tantalite, dans les mixtes, est généralement variable. Le traitement se fait partout soit par ground sluicing, soit à l'aide de sluices ordinaires ou de laveries à undercurrent (Kirengo [71]). A Luhanga [71], des Pan American Placer jigs 42"  $\times$  42", à deux cellules, sont en service.

Le gisement de Lugaragata [80] est très intéressant au point de vue géologique et POLINARD le cite à plusieurs reprises <sup>(1)</sup>. En particulier, on constate, à Lugaragata, que les pegmatites sont en contact avec deux roches de nature différente, l'une basique, l'autre constituée par des schistes métamorphiques. Il semble que de tels contacts sont favorables à la localisation des pegmatites.

La pegmatite de Lugaragata est caractérisée par des feuillets de mica noirs associés à des feuillets de muscovite mais, généralement, les pegmatites stannifères sont à mica blanc. On trouve aussi des nids de grenats infé-

<sup>(1)</sup> Ed. POLINARD, *loc. cit.*, pp. 489-491, 515.



rieurs à 2 mm, dans la pegmatite de Lugaragata. Enfin, le talc aurait été recueilli dans ces pegmatites.

A Kirengo, les pegmatites sont localisées dans les schistes du système de l'Urundi. POLINARD note la présence d'une tourmaline d'un brun cannelle dans les schistes voisins du contact <sup>(1)</sup>.

A Buranga [71], on traite une pegmatite à columbite, à amblygonite et à béryl. Cette mine est connue par une grande diversité de minéraux ; en particulier, on y trouve l'hétérosite, la ferrisiklérite, la strengite, la lazulite et l'alluaudite. La bismuthite se rencontre, à titre exceptionnel, dans les filons de quartz associés à la pegmatite <sup>(2)</sup>.

A la mine de Shori [71], les pegmatites contiennent de la columbite assez fine. Parmi les accompagnateurs, signalons l'amblygonite et un peu de béryl. Les phosphates de fer sont absents.

Citons encore, du secteur de Katumba, les gîtes suivants : Bijojo [71], Kavumu [71] et Shaki [80]. POLINARD <sup>(3)</sup> signale de ce dernier gisement des morceaux de columbo-tantalite dont les cavités sont tapissées de petits cristaux de cassitérite, ce qui indique que la cassitérite de ces pegmatites est postérieure à la columbo-tantalite.

D'autres gisements exploités par MINÉTAÏN se trouvent à Ntunga [57], Borne 35 [64], Ndiza [79] et Ndora [82].

#### 1227. *Gisements exploités par MIRUDI.*

MIRUDI exploite plusieurs petits gisements à columbo-tantalite au Ruanda-Urundi. L'exploitation est faite partout par sluicing et fournit des mixtes cassitérite-columbite avec des pourcentages variables en columbite.

<sup>(1)</sup> Ed. POLINARD, *loc. cit.*, p. 501.

<sup>(2)</sup> Ed. POLINARD, *loc. cit.*, p. 498.

<sup>(3)</sup> Ed. POLINARD, *loc. cit.*, p. 511.

Au mont Kibingo [52], l'exploitation a commencé par les éluvions à mixtes columbite-cassitérite. Depuis lors, on a mis à jour des pegmatites en place fortement différenciées. Tandis que les pegmatites décomposées sont très faiblement minéralisées, les poches d'agrégats de mica verdâtre légèrement lithique, trouvées en profondeur, montrent des teneurs de l'ordre de  $1 \text{ kg/m}^3$  en columbite seule. Ces agrégats sont assez durs et leur exploitation est entreprise après concassage. Le même gisement fournit, comme sous-produits, du béryl et de l'amblygonite.

A Lemera [52], les éluvions contiennent des mixtes à faible pourcentage en columbite. Les pegmatites en place, par contre, n'ont pas donné des teneurs exploitables.

A Kinyoni [52], on exploite des alluvions et des éluvions à mixtes contenant jusqu'à 90% de columbo-tantalite.

Des alluvions à mixtes, avec des pourcentages de columbo-tantalite variant de 10 à 50%, existent à Mogere [53], Akabele [53], Tshamabali [53], Nyamabuye [53] et à Kaganda [73].

Le tableau VII montre la composition de quelques lots de Kinyoni, de Kaganda et de Mogere. De même, le tableau II indique la composition d'une columbo-tantalite de Mogere. Nous constatons qu'il s'agit partout de minerais à prédominance de niobium. Cependant, dans le cas du lot de Mogere, le rapport Nb/Ta est voisin de 1.

#### 1228. *Gisements exploités par GÉORUANDA.*

Un gisement de pegmatites décomposées à columbo-tantalite a été récemment trouvé à Gikaya [60] près de Rwinkwavu. Le traitement sera entrepris d'ici peu à l'aide de bacs à piston.

1229. *Gisements exploités par COREM.*

A Mayaga [74], COREM traite par sluicing des éluvions et des pegmatites en place à columbo-tantalite pure (sans cassitérite).

Des pegmatites en place existent aussi à Rukoma [75] et à Sinda [60]. Un petit gisement d'éluvions et de pegmatites contenant des mixtes à columbo-tantalite est exploité par sluicing à Kababa [77] [78].

122.10. *Gisements exploités par SOMUKI.*

A la mine de Mbuye [55] <sup>(1)</sup>, la pegmatite décomposée minéralisée en columbite se trouve très près du contact entre les formations de l'Urundi inférieur et de la Ruzizi. La pegmatite est située à la colline de Kukumasare. Elle était recouverte, à l'origine, par une couche de 1-2 m d'éluvions contenant de la cassitérite et de la columbite.

Cette pegmatite est caractérisée par un noyau de quartz et par de nombreux agrégats de mica, qui, à certains endroits, forment une zone de greisen, avec enrichissement considérable. Même le kaolin montre une certaine minéralisation. Les mixtes contiennent 80 % de columbite.

<sup>(1)</sup> D'après Columbite Production at the Mbuye Mine, Ruanda Urundi (*Min. Journ.*, CCXLII, pp. 364-365, 1954) (extrait de *Mineral Trade Notes*, vol. 37, n° 6).

## 2. ÉVALUATION DES GISEMENTS DES MINÉRAIS DE WOLFRAM ET DE NIOBIUM-TANTALE

### 21. Prélèvement des échantillons.

#### 211. GISEMENTS DÉTRITIQUES <sup>(1)</sup>.

##### 2111. *Alluvions.*

La prospection alluvionnaire systématique se fait par une série de lignes perpendiculaires à l'axe du flat de la vallée, à des intervalles de 100 m, l'équidistance des puits variant entre 5 et 10 m suivant la largeur du flat. Les puits sont foncés normalement jusqu'au bed-rock.

L'échantillonnage se fait en prenant la totalité du gravier, lorsque le volume est réduit, et en prélevant une certaine quantité de pans, lorsque ce dernier est important. Afin d'obtenir un échantillon représentatif, le gravier doit être mélangé soigneusement. On procède de la façon suivante : tout le gravier est déplacé une première fois en formant un nouveau tas conique, qui sera aplati, puis divisé en quartiers (méthode du cône). On prélève finalement un certain nombre de pans variant avec l'épaisseur du gravier et la teneur. Par puits on prend 4 pans par mètre de gravier, cette valeur étant augmentée de 50 ou 100% suivant l'importance de la minéralisation.

##### 2112. *Éluvions.*

Les prospections éluvionnaires et les recherches du gîte primaire se localisent dans certaines régions admises

(1) Ces renseignements nous ont été fournis par le Dr J. GARD.

comme étant les plus probables de contenir des filons ou pegmatites, suite à des observations géologiques, à l'étude minutieuse des cartes de minéralisation alluvionnaire montrant la répartition de l'alluvionnement du minerai recherché. Les observations faites lors de l'exploitation des alluvions peuvent aider grandement à localiser les collines où de telles recherches doivent être commencées.

L'échantillonnage du gravier éluvionnaire se fait par lavage dans un petit sluice chaque fois que c'est réalisable économiquement. Si cela est impossible ou trop coûteux, on procède à l'échantillonnage du gravier comme pour les alluvions en faisant un mélange soigné de tout le gravier.

Les éluvions sont étudiées par une série de puits à 40 m l'un de l'autre formant un canevas quadratique, couvrant certaines collines. Comme en alluvions, les épaisseurs de stérile, du gravier supérieur et du gravier inférieur sont notées régulièrement. La nature du bedrock est examinée avec beaucoup d'attention.

Lorsque la pente du terrain est trop forte, l'échantillonnage du gravier éluvionnaire se fait en prélevant la matière sur les parois du puits. Dans ce but, on creuse une rainure de haut en bas sur les quatre faces du puits, de façon à fournir une quantité de gravier éluvionnaire correspondant environ au nombre de pans que l'on veut laver.

Le nombre de pans est proportionnel à la puissance du gravier et aux teneurs constatées. On admet en général 6 pans par mètre d'épaisseur d'éluvions. Si une forte minéralisation est constatée dans les 6 premiers pans, un deuxième prélèvement de 6 autres pans est nécessaire de façon à porter à 12 pans la quantité lavée.

Les blocs de quartz mélangés aux éluvions sont examinés. Si l'on constate qu'ils sont minéralisés, un échantillonnage est fait spécialement sur ces quartz par un broyage assez poussé et lavage au pan. Ces ren-

seignements donnent de bonnes indications sur le type de gîte primaire que l'on peut s'attendre à trouver et peuvent servir par la suite lors de l'exploitation du gisement filonien.

Ce procédé de prospection éluvionnaire est valable pour la columbo-tantalite comme pour la wolframite ou la cassitérite.

## 212. GISEMENTS PRIMAIRES <sup>(1)</sup>.

Dans le cas d'un filon, on effectue des prélèvements tous les 10 m. Ces prélèvements d'échantillons sont obtenus en creusant dans le filon même une rainure perpendiculaire à l'axe traversant de part en part le filon. Cette rainure a généralement 30 cm de largeur et 40 cm de profondeur.

La totalité du minerai extrait est envoyée à la centrale d'échantillonnage où elle subit un traitement conformément au flow sheet de la *fig. 1*.

Le poids de l'échantillon proprement dit est proportionnel à la puissance du filon : 40 kg par décimètre de puissance.

Étant donné que les épontes peuvent être minéralisées, on prélève généralement 30 cm de part et d'autre du filon par un procédé analogue.

Dans le cas de filons de pegmatite de faible puissance ou, en général, de pegmatites dures, l'échantillonnage se fait comme pour les filons quartzeux, c'est-à-dire par prises de 10 en 10 m.

Par contre s'il s'agit de gros amas de pegmatites altérées, le gisement est divisé en plusieurs parties par des tranchées de 4 à 5 m de largeur. L'échantillonnage est fait en traitant 20 à 50 m<sup>3</sup> de pegmatite dans un sluice d'essai par tronçon de 5-6 m de longueur de la tranchée. Les tailings de lavage sont analysés séparément.

(<sup>1</sup>) Renseignements fournis par le Dr J. GARD.

On peut aussi faire des rainures de 30 cm de largeur et 40 cm de profondeur pour localiser la partie minéralisée. Ces rainures sont distantes, comme dans le cas de filons, de 10 m. Le minerai extrait est lavé au pan, séparément pour chaque mètre.

### 213. ÉCHANTILLONNAGE AU CHANTIER.

Malgré que l'échantillonnage au chantier, spécialement des tailings au cul de table, n'est pas fait en vue de l'évaluation des gisements, nous estimons utile d'aborder ici rapidement ce problème, car cet échantillonnage permet aux exploitants de contrôler le fonctionnement de leurs appareils de récupération.

#### 2131. *Méthode normale.*

Lors de l'étude de la récupération de l'or par sluicing, nous avons décrit la méthode employée généralement pour l'établissement du bilan aux chantiers <sup>(1)</sup> et nous renvoyons à notre travail pour tous les détails concernant le mode opératoire.

Cette méthode nous sert toujours à la détermination des rendements des sluices, dans le cas des graviers alluvionnaires et éluvionnaires.

#### 2132. *Méthode rapide* <sup>(2)</sup>.

Cette méthode est basée sur la détermination du facteur d'échantillonnage, c'est-à-dire du rapport de la matière contenue dans l'échantillon au total des tailings. En admettant que la dilution de la pulpe reste constante, pendant la durée de l'essai, il suffit alors de déterminer

<sup>(1)</sup> A. PRIGOGINE, Récupération de l'or par sluicing (*Mém. Inst. Roy. Col. Belge*, 8<sup>e</sup>, Sect. Sc. techn., VII, fasc. 1, 1952, pp. 8-19).

<sup>(2)</sup> Cette méthode a été mise au point par M. A. Brys, ingénieur principal à la M. G. L.

le volume de la pulpe prélevée dans l'échantillon et le volume total de la pulpe sortie du sluice pour connaître ce facteur. L'avantage de cette méthode consiste dans le fait qu'il est possible d'établir un bilan complet sans devoir déterminer, par des mesures directes, le tonnage traité dans le sluice.

La totalité du débit du sluice est détournée, dans un récipient de capacité connue (par exemple un fût de 200 litres) à l'aide d'une gouttière, et on chronomètre le temps de remplissage de ce récipient. Après avoir enlevé l'échantillon récolté, on répète l'opération (prélèvement de l'échantillon et chronométrage) pendant toute la durée de l'essai.

La capacité du récipient divisée par le temps moyen de remplissage donne le débit moyen de la pulpe. En multipliant ce chiffre par la durée de l'essai, on obtient le volume total de la pulpe passée par le sluice.

#### Remarques :

1. La capacité du récipient utilisée sera telle que le temps de remplissage soit au moins 10 secondes (20 secondes, de préférence). Pour des faibles débits, des récipients de 10 ou 25 litres suffisent.

2. Il faut retirer la gouttière au moment précis où le récipient est rempli, en évitant tout débordement (qui provoquerait une concentration de l'échantillon prélevé).

3. Les prises d'échantillons seront effectuées à des intervalles réguliers pendant toute la durée de l'essai.

Le poids total des matières passant par le sluice est donné par :

$$p = \frac{p' t}{n t'}$$

où  $p'$  est le poids de l'échantillon prélevé,  $t$  la durée de



l'essai,  $t'$  le temps de remplissage moyen du récipient et  $n$  le nombre de prélèvements.

Notons que ni le débit de la pulpe, ni le volume du récipient n'interviennent dans la formule ci-dessus.

Pour trouver les quantités du minerai de valeur perdues dans les tailings, leur teneur, déterminée au laboratoire <sup>(1)</sup>, est multipliée par le poids total des matières passant par le sluice.

### 2133. *Méthode comparative.*

En se servant d'un répartiteur, basé sur le principe du diviseur JONES, suivi d'un inverseur du sens du courant, il est possible de comparer le fonctionnement de deux appareils de récupération <sup>(2)</sup>. Pour cela, il suffit de prélever les concentrés récoltés et de les étudier au point de vue quantitatif pour chaque fraction granulométrique.

Récemment, en employant cette méthode, nous avons pu mettre en évidence l'influence de la fréquence des clean up sur le rendement du sluice, influence qui peut être sensible dans certains cas.

## 22. Traitement des échantillons prélevés.

### 221. FLOW SHEET DU SERVICE GÉOLOGIQUE.

#### 2211. *Gisements détritiques.*

La plus grande partie des gisements alluvionnaires et éluvionnaires de wolfram et de niobium-tantale étant exploitée simplement par sluicing, le traitement des échantillons prélevés en vue de l'évaluation de ces gisements se fait normalement par panning manuel.

<sup>(1)</sup> Ou simplement déterminée par panning au chantier, même si cette précision est suffisante.

<sup>(2)</sup> A. PRIGOGINE, *loc. cit.*, pp. 25-27.

Nous verrons plus loin <sup>(1)</sup> que la limite inférieure du pannage manuel, tout comme celle du sluicing, pour la récupération des fines, ne dépasse certainement pas 0,2 mm. Il en résulte que généralement les teneurs obtenues par pannage sont réalisées, en pratique, lors de l'exploitation à l'aide de sluices.

Quoiqu'à l'heure actuelle, on ne puisse guère songer, pour diverses raisons, à remplacer le pan par des appareils plus perfectionnés, convenant mieux à la récupération des valeurs très fines, ce mode opératoire peut présenter, dans certains cas, de réels dangers et il est nécessaire de contrôler régulièrement les rejets de pannage, ne fût-ce que sur une table à secousses, pour rechercher la présence éventuelle des valeurs très fines.

#### 2212. *Gisements primaires.*

Les échantillons prélevés dans les gisements primaires pourraient être simplement soumis à l'analyse chimique, après des réductions de poids appropriées précédées chaque fois de réductions de la grosseur des morceaux de l'échantillon.

Cependant, ce mode opératoire possède plusieurs inconvénients graves :

a) Le Service Géologique fait prélever généralement des échantillons d'un poids assez important, de plusieurs centaines de kg. D'autre part, l'analyse chimique est effectuée sur quelques grammes. Le facteur de réduction du poids est alors de l'ordre de 100.000. Si toutes les opérations conduisant à la prise finale ne sont pas exécutées parfaitement, sans introduire d'erreurs systématiques, la teneur donnée par l'analyse chimique ne correspondra pas à la réalité. Ceci est particulièrement important dans les conditions de travail existant en Afrique où toutes les opérations d'échantillonnage sont

(<sup>3</sup>) Voir p. 73.

effectuées par des indigènes plus ou moins qualifiés. Enfin, spécialement dans le cas de la M. G. L. Sud, les gisements se trouvent à plus de 100 km de Kamituga, où se trouve le laboratoire. Comme l'envoi systématique des échantillons volumineux est prohibitif, il aurait été nécessaire de réduire leur poids sur le terrain. La surveillance de ces opérations aurait été encore plus difficile et aurait conduit à un échantillon final d'une valeur très douteuse.

b) La seule teneur non équivoque d'un minéral, que ce soit un minéral de wolfram, d'étain, de niobium-tantale ou d'or, est celle basée sur une analyse chimique qui donne la proportion de l'élément en question contenue dans le minéral.

Cependant, il est utile d'introduire, par analogie avec la teneur en or amalgamable<sup>(1)</sup>, la notion de wolframite (ou cassitérite ou columbite) *recupérable*. En effet, très souvent la teneur en wolframite totale ne signifie pas grand'chose pour l'exploitant, car une proportion plus ou moins grande de la wolframite qui, dans certains cas, peut même dépasser 50 %, se trouve sous une forme telle qu'elle est pratiquement perdue pour l'exploitation. Ainsi, par exemple, lors du traitement d'un filon de wolframite à faible teneur ou de faible extension, un concassage poussé et, à plus forte raison, un broyage ne peuvent pas être envisagés et il faut se contenter de récolter seulement une partie de la wolframite après un concassage relativement grossier. Dans ce cas, au lieu de caractériser le gisement par une teneur en wolframite totale, sans aucune signification pratique, il vaut mieux lui attribuer une teneur en wolframite récupérable.

La teneur en minéral récupérable doit être caractérisée,

(<sup>1</sup>) A. PRIGOGINE, Détermination de la teneur en or amalgamable (*Mém. Inst. Roy. Col. Belge*, 8<sup>e</sup>, Sect. Sc. techn., VI, fasc. 1, 1950, pp. 3-6).

exactement comme c'est le cas de l'or amalgamable, par la finesse de concassage correspondante et par les procédés employés pour la récupération du minerai en question. Ainsi, par exemple, nous parlons d'une teneur en cassitérite récupérable après concassage à — 20 mm ou d'une teneur en columbo-tantalite récupérable après concassage à — 4 mm. En ce qui concerne les procédés employés pour la récupération, nous verrons dans la suite que, dans le cas des minerais qui nous intéressent, il s'agit uniquement de procédés basés sur la gravité. Les conditions des essais doivent être standardisées le plus possible, pour que les résultats obtenus soient reproductibles.

En partant des considérations ci-dessus, les échantillons prélevés dans les gisements primaires, à l'exception de ceux provenant de pegmatites fortement décomposées, qui sont traités comme des échantillons des gisements détritiques, subissent un traitement conformément au flow sheet ci-joint (*fig. 1*).

Ce flow sheet est caractérisé comme suit :

1) Prélèvement de l'échantillon proprement dit après concassage à — 50 mm et réduction du poids à l'aide d'un diviseur JONES ;

2) Concassage à — 2 mesh ;

3) Récupération du minerai de valeur par jiggage dans les catégories — 2 + 4, — 4 + 8 et — 8 + 16 mesh et par panning dans la fraction — 16 mesh.

Notons que le classement manuel du minerai concassé est fait à l'eau. La fraction — 16 mesh est récoltée dans un bac de décantation qui est suivi par une petite table à caoutchouc riffé pour récupérer les fines entraînées par l'eau.

Les middlings constitués par des barrés, ou simplement par des mixtes, subissent chaque fois un concassage

supplémentaire et sont ajoutés à la fraction suivante. Ce mode opératoire évite le surbroyage inutile, particulièrement nuisible dans le cas de minerais de wolfram.

L'ensemble des concentrés obtenus est envoyé au laboratoire de Kamituga qui détermine leur teneur par voie chimique. De plus, les tailings réunis sont analysés, de temps à autre, pour contrôler le rendement de récupération réalisé.

Ce flow sheet est d'application générale pour des minerais de cassitérite, de wolframite et de columbo-tantalite. Dans ce dernier cas, cependant, il existe la possibilité de se trouver en présence de gisements à columbo-tantalite fine et ceci sans nécessairement rencontrer de gros morceaux de columbo-tantalite. Alors, le flow sheet de la *fig. 1* ne convient pas et l'échantillon doit être envoyé au laboratoire, pour étude spéciale.

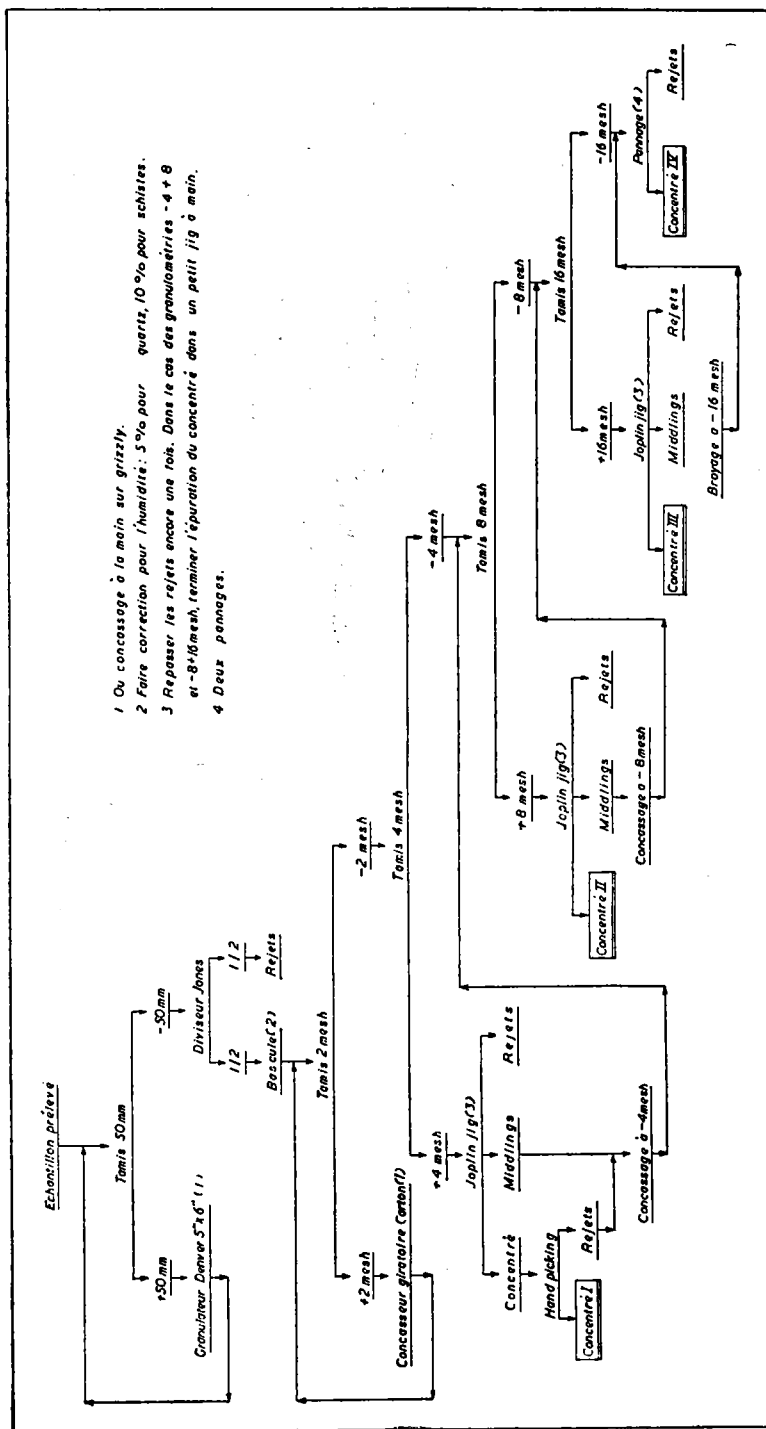
## 222. USINE D'ÉCHANTILLONNAGE.

Le plus souvent les gisements primaires des minerais spécialement de wolfram et de niobium-tantale sont caractérisés par une minéralisation particulièrement hétérogène.

C'est ainsi que SPALDING <sup>(1)</sup> rappelle que la wolframite et la ferbélite se rencontrent souvent sous forme de grosses masses et très sporadiquement dans un grand nombre de petites veines de quartz situées dans les zones à phyllade. Malgré que la teneur moyenne d'un tel gisement peut être seulement de l'ordre de 1 kg/t, on trouve souvent des « nids » de wolframite ou de ferbélite pesant 5 kg ou plus. Il en résulte que le prélèvement d'échantillons d'un faible poids ne peut fournir que des indications erronées.

D'autre part, comme nous l'avons déjà vu précédem-

<sup>(1)</sup> J. SPALDING, The Technique of Mine Valuation in Some Special Cases (*Trans. Inst. Min. Metall.*, 62, pp. 507-509, 1952-1953).



ment <sup>(1)</sup>, il ne suffit pas de déterminer simplement la teneur d'un gisement, mais il faut connaître le pourcentage du minerai de valeur qui se trouve sous forme récupérable.

C'est pourquoi nous avons été amené à établir une usine d'échantillonnage pour des minerais de cassitérite, de wolframite et de columbo-tantalite <sup>(2)</sup>.

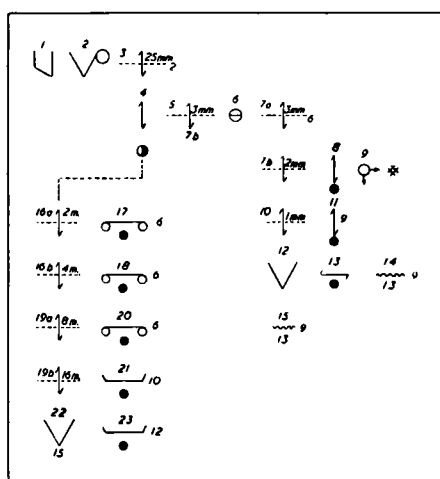


FIG. 2. — Flow sheet de l'usine d'échantillonnage de Nzombe.

1. Trémie ou stockage.
2. Granulateur Denver 5" × 6".
3. Tamis vibrant Kimman (25 mm).
4. Bac à piston (fabrication locale).
5. Tamis vibrant Kimman (3 mm).
6. Broyeur à barres Denver 16" × 32".
7. Tamis vibrant Aero-Vibe 2' × 4'.
8. P. A. pulsator jig 12" × 12" (2 cell.).
9. Échantillonneuse automatique.
10. Tamis vibrant Aero-Vibe 2' × 4'.
11. P. A. pulsator jig 12" × 12" (2 cell.).
12. Spitzkasten.
13. Table Deister N° 14.

<sup>(1)</sup> Voir p. 52.

<sup>(2)</sup> Rappelons à ce sujet que la M. G. L. possède, à Kamituga, une usine d'échantillonnage pour minerais aurifères (voir A. PRIGOGINE, Étude du bilan métallurgique d'une usine de traitement pour minerais aurifères, *Mém. Inst. Roy. Belge*, 8°, Sect. Sc. techn., X, fasc. 2, 1954, p. 72).

14. Table basculante à C. T. C. riffé (deux).
15. Table basculante à C. T. C. riffé (deux).
16. Tamis vibrant Kimman (2 et 4 mesh).
17. Handpicking.
18. Handpicking.
19. Tamis vibrant Kimman (8 et 16 mesh).
20. Handpicking.
21. Pannage.
22. Spitzkasten.
23. Pannage.

Le flow sheet adopté est caractérisé comme suit (voir *fig. 2*) :

1) Broyage à — 3 mm en deux étages avec récupération préalable du minerai de valeur libéré déjà après le concassage à — 25 mm ;

2) Récupération des fines, après classement en trois catégories granulométriques, à l'aide de jigs, d'une table à secousses et des tables à caoutchouc riffé.

Le finissage des concentrés est effectué par triage à la main, par pannage si nécessaire, et sur table à secousses. La totalité des rejets de la section de finissage est renvoyée dans le circuit principal.

L'échantillon des tailings généraux, prélevé à l'aide de l'échantillonneuse automatique, est envoyé au laboratoire de Kamituga en même temps que le total des concentrés récoltés.

Normalement, nous broyons à — 3 mm. Cependant, il est possible de changer les treillis et de réaliser des finesses de broyage différentes.

Non seulement cette usine d'échantillonnage permet le traitement d'échantillons massifs pesant plusieurs tonnes, mais elle nous rend aussi de grands services pour vérifier les conclusions des études métallurgiques, faites au laboratoire, par un traitement à échelle semi-industrielle et en marche continue, ce qui est particulièrement important.

Suivant la nature du minerai traité et la finesse de



broyage adoptée, la capacité de l'usine d'échantillonnage de Nzombe est de 200-300 kg/heure.

### 23. Analyse des échantillons.

#### 231. DÉTECTION RAPIDE DES MINERAIS DE WOLFRAM ET DE NIOBIUM-TANTALÈ (<sup>1</sup>).

##### 2311. Méthodes chimiques.

##### 23111. Recherche du wolfram.

a. Attaque par l'acide sulfurique.

Voir sous niobium.

Le précipité de  $WO_3$  est soluble dans l'ammoniaque.

b. Méthode par enduit.

Voir plus loin.

##### 23112. Recherche du niobium et du tantale.

a. Réaction par hydrolyse de la solution tartrique (<sup>2</sup>).

Cette réaction est très caractéristique. Cependant, en présence d'une petite quantité de niobium-tantale, le précipité ne se produit pas. Il y a lieu alors d'essayer la réaction au tanin qui est plus sensible.

b. Réaction au tanin (<sup>3</sup>).

c. Réaction par réduction au zinc.

Au laboratoire de Kamituga, cette réduction est effectuée comme suit (<sup>4</sup>) :

(<sup>1</sup>) La méthode de détection de la columbite, proposée il y a quelques années par R. A. MACKAY (*Bull. Inst. Min. Met.*, janvier 1951) et basée sur l'apparition d'une fluorescence en lumière ultra-violette, après attaque du minerai par un fondant contenant du fluorure de sodium, n'est pas à retenir, car la fluorescence est due aux petites quantités d'uranium toujours présentes dans les columbites (communication personnelle du Professeur I. DE MAGNÉE).

(<sup>2</sup>) W. R. SCHOELLER et E. C. DEERING, *Analyst*, 52, 625, 1927.

(<sup>3</sup>) W. R. SCHOELLER, *Analyst*, 54, 453, 1929.

(<sup>4</sup>) Communication de M. J. FAUCONNIER, chef chimiste de la M. G. L.

Prendre 0,1 g de minerai broyé à — 200 mesh et ajouter à 2 ml d'acide sulfurique concentré. Faire bouillir pendant 10 minutes et laisser décanter. Verser la solution claire dans 3 ml d'eau. Mélanger et attendre 5 minutes. La formation d'un précipité jaune lourd indique la présence du wolfram et la réaction ne peut plus servir pour la détection du niobium. En absence de ce précipité, introduire un grain de zinc. Une coloration nettement bleue, formée endéans les 5 minutes à partir du début d'un dégagement abondant d'hydrogène, indique la présence de niobium.

Le tantale ne donne pas de coloration bleue dans les mêmes conditions.

En présence d'ilménite, la coloration bleue apparaît seulement lorsque la teneur en columbo-tantalite n'est pas inférieure à 10%.

d. Réaction par enduit.

Voir plus loin.

## 232. MÉTHODES D'ANALYSE APPROXIMATIVES.

### 2321. *Méthode par enduit.*

L'analyse chimique d'un concentré contenant de la wolframite et surtout de la columbo-tantalite, spécialement en présence de proportions variables de cassitérite et d'ilménite, étant relativement longue, VANDER HERREWEGEN <sup>(1)</sup> a mis au point une méthode rapide qui permet de trouver la proportion des divers constituants à quelques pourcents près.

La méthode de VANDER HERREWEGEN est basée sur la formation, à la surface des grains, d'un enduit de couleur caractéristique qui permet de distinguer facile-

<sup>(1)</sup> F. VANDER HERREWEGEN, Détermination rapide des proportions de wolframite, columbo-tantalite et cassitérite d'un concentré (*Bull. Inst. Roy. Col. Belge*, XXV, fasc. 1, pp. 476-485, 1954).

ment ces grains pour pouvoir les éliminer, ensuite, par triage à la main.

Les différents minerais sont caractérisés comme suit :

a) La wolframite donne, par ébullition dans une solution d'eau régale, un enduit de coloration jaune pâle dû à la formation de  $WO_3$  ;

b) La cassitérite donne sur plaque de zinc, en présence d'acide chlorhydrique dilué, un enduit gris-clair (réaction connue depuis longtemps et employée régulièrement dans toutes les exploitations de cassitérite) ;

c) La columbo-tantalite donne, après légère attaque à la soude fondue et traitement par l'acide chlorhydrique dilué, un enduit blanchâtre.

### 2322. *Méthode densimétrique.*

Il existe une relation entre la densité d'une columbo-tantalite et sa teneur en  $Ta_2O_5$  <sup>(1)</sup>. D'après HERMAN et GASTELLIER, c'est le diagramme de SIMPSON qui se révèle le plus exact : la teneur interpolée de  $Ta_2O_5$  correspond à la teneur réelle à  $\pm 2\%$  près et ceci dans 80% des cas.

En nous basant sur toutes les analyses connues des columbo-tantalites du Congo belge et du Ruanda-Urundi ainsi que sur les résultats d'analyse de quelques échantillons de lots de la M. G. L. Nord (qui sont particulièrement purs, comme cela résulte de leur faible teneur en  $TiO_2$  et en  $SnO_2$ ), nous avons obtenu le diagramme de la *fig. 3*. Il est possible de représenter la variation de la densité, en fonction de la teneur en  $Ta_2O_5$ , par une droite et ceci pour les densités variant de 5,5 à environ 7,5.

Trois points qui correspondent aux densités 5,6 à 5,7 se trouvent un peu en dessous de la droite. De même, un point qui correspond à la densité 7,75 s'écarte très notablement. Toutefois, ce dernier point extrait d'une

<sup>(1)</sup> Voir p. ex. P. HERMAN et S. GASTELLIER, *loc. cit.*, pp. 76-80 ; G. BOND, *Rhod. Min. Rev.*, novembre 1952, p. 21.

publication récente de LANCSWEERT <sup>(1)</sup> est peu sûr : en effet, LANCSWEERT donne, pour cette tantalite, une teneur de 88,6% de  $Ta_2O_5$ , ce qui est impossible, et 71,55%, teneur probablement trop faible. En excluant ces quatre points, qui se trouvent aux extrémités de la droite, nous constatons que 29 résultats sur 32 se trouvent à  $\pm 3\%$  de la teneur indiquée par la droite. Par conséquent, nous pouvons dire qu'il existe une probabilité de 91% que la teneur donnée par la droite soit à 3% près de la teneur réelle de la columbite. Compte tenu du fait que les dosages de  $Nb_2O_5$  et de  $Ta_2O_5$  sont difficiles à faire et que la précision des résultats obtenus laisse quelquefois à désirer, nous considérons ce résultat comme très satisfaisant.

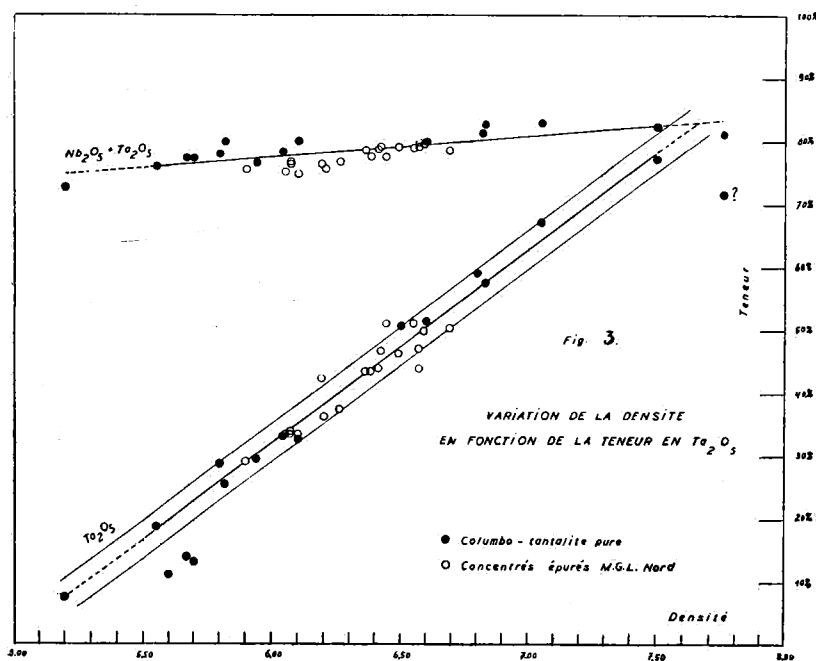


FIG. 3. — Variation de la densité en fonction de la teneur en  $Ta_2O_5$ .

(1) P. LANCSWEERT, Note sur les columbo-tantalites du Maniema (*Bull. Inst. Roy. Col. Belge*, XXV, 1, p. 464-475, 1954).

Appliquons ce diagramme au problème du classement de la production de la M. G. L. Nord en columbite (avec  $\text{Nb}_2\text{O}_5 \geq 20\%$ ) et en tantalite (avec  $\text{Nb}_2\text{O}_5 < 20\%$ ), conformément aux spécifications de la D. M. P. A. <sup>(1)</sup>. Nous constatons, d'abord, que la somme des pentoxydes est, en moyenne, égale à 79,0% pour les lots provenant d'Elota (elle est de 75,7 % pour Etembo).

La teneur en  $\text{Ta}_2\text{O}_5$  doit donc être supérieure à  $79 - 20 = 59\%$  pour que le minerai soit considéré comme tantalite (la teneur en  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  étant alors inférieure à 20%). Ceci correspond à une densité de 6,85. Comme, cependant, les teneurs données par la droite sont exactes à  $\pm 3\%$ , il faut prendre  $59 + 3 = 62\%$  pour être certain qu'il s'agisse de la tantalite. Cette teneur correspond à 6,98. Par conséquent, toute columbo-tantalite à densité égale ou supérieure à 6,98 doit être considérée comme tantalite, avec une grande probabilité. D'autre part, en prenant la limite inférieure, soit  $59 - 3 = 56\%$ , ce qui correspond à 6,77, nous voyons que toute columbo-tantalite à densité égale ou supérieure à 6,77, mais inférieure à 6,98, *peut* être une tantalite. Dans ce cas, seule une analyse chimique peut nous renseigner sur la composition exacte du minerai.

### 2323. *Radioactivité.*

En se basant sur le fait que toutes les columbo-tantalites congolaises sont nettement radioactives, avec des teneurs équivalentes variant de 50 g à 150 g de  $\text{U}_3\text{O}_8$  à la tonne, DE MAGNÉE <sup>(2)</sup> a proposé de se servir de cette propriété pour déterminer la teneur en columbo-tantalite de certains mixtes. En particulier, il est possible de trouver ainsi la teneur en columbo-tantalite d'une

<sup>(1)</sup> Voir tableau XVI.

<sup>(2)</sup> I. DE MAGNÉE, Possibilités d'utilisation de la radioactivité pour la solution de problèmes géologiques au Congo (Congrès Scientifique, Élisabethville 1950, Bruxelles, p. 9).

cassitérite épurée, par exemple après passage au séparateur magnétique.

### 233. ANALYSE CHIMIQUE.

Le laboratoire de Kamituga se sert des méthodes d'analyse suivantes pour le dosage des divers produits contenant du wolfram ou du niobium-tantale :

#### 2331. *Dosage du wolfram.*

Le wolfram est dosé par gravimétrie dans les concentrés marchands <sup>(1)</sup>.

Pour tous les autres produits, y compris les tailings, on se sert de la méthode spectrophotométrique <sup>(2)</sup> en présence de sulfocyanure de potassium <sup>(3)</sup>.

Dans le cas de matières contenant moins de 1% de  $WO_3$ , le dosage est précédé d'une concentration du wolfram par précipitation avec l'hydroxyde de fer <sup>(4)</sup>. Cette méthode est très sensible et sa limite inférieure est voisine de 0,005%  $WO_3$ .

#### 2332. *Dosage du niobium et du tantale.*

Le niobium et le tantale sont dosés par la méthode spectrophotométrique que la SOCIÉTÉ GÉNÉRALE MÉTALLURGIQUE DE HOBOKEN a bien voulu nous communiquer <sup>(5)</sup> :

Après attaque au peroxyde de sodium, on effectue la précipitation hydrolytique des pentoxydes par l'acide

(1) W. W. SCOTT, Standard Methods of Chemical Analysis, New-York, 1947, I, pp. 1005-1007.

(2) Le laboratoire de Kamituga dispose d'un spectrophotomètre de BECKMAN, modèle B, qui donne pleine satisfaction.

(3) Voir p. ex. F. D. SNELL et C. T. SNELL, Colorimetric Methods of Analysis, New-York, 1951, II, p. 465.

(4) F. D. SNELL et C. T. SNELL, *loc. cit.*, p. 462.

(5) Voir aussi B. TOUGARINOFF, Tendances actuelles dans la chimie analytique du tantale et du niobium (Centenaire de l'A. I. Lg., Congrès 1947, Section Métallurgie, Liège, pp. 127-138).

chlorhydrique en présence de l'anhydride sulfureux. Le précipité est redissous par l'acide sulfurique concentré en présence d'eau oxygénée. On dose le niobium au spectrophotomètre par la méthode à l'eau oxygénée, en présence d'acide phosphorique anhydre <sup>(1)</sup>. Le tantale est dosé, également par spectrophotométrie, par la méthode à l'acide pyrogallique <sup>(1)</sup>. Une correction est apportée, lorsque le produit contient du titane.

La limite inférieure de ce dosage semble être voisine de 0,1%, de Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.

En présence d'une proportion importante de cassitérite, celle-ci est réduite, au préalable, par l'hydrogène et l'étain formé est dissous par l'acide chlorhydrique dilué.

Lorsque l'échantillon contient beaucoup d'ilménite, la majeure partie de celle-ci, de l'ordre de 90 %, peut être éliminée par une longue attaque d'abord à l'acide chlorhydrique et ensuite par l'acide nitrique <sup>(2)</sup>. Le broyage excessivement fin dans un mortier d'agate est indispensable.

## 24. Études métallurgiques.

Il ne faut plus guère insister sur l'intérêt et même sur la *nécessité* de procéder à des études métallurgiques des divers minerais qu'on se propose de traiter dans un concentrateur.

<sup>(1)</sup> P. KLINGER et W. KOCH, Photometrische Bestimmung von Niob, Tantal und Titan in Stahl und Ferrolegierungen (*Arch. Eisenhüttenw.* 13, 127-134, 1939) ; G. THANHEISER, Verfahren zur photometrischen Bestimmung von Niob und Tantal in Stahl, Ferrolegierungen und Schlacken (*Mitt. Kaiser Wilhelm Inst. Eisenforsch.*, 22, 255-265, 1940) ; voir aussi F. D. SNELL et C. T. SNELL, *loc. cit.*, pp. 490-501.

Ces dernières années, la méthode chromatographique a été appliquée, avec succès, au dosage du niobium et du tantale (voir F. H. BURSTALL, P. SWAIN, A. F. WILLIAMS et G. A. WOOD, A Study of the Separation of Tantalum from Niobium and its Application to Quantitative Analysis, *J.*, 1952, pp. 1497-1504 ; R. A. MERCER et R. A. WELLS, *Analyst*, 79, pp. 339-345, 1954).

<sup>(2)</sup> Communication de M. G. HAINE, ingénieur chimiste au laboratoire du Service des Mines à Bukavu.

Ces études métallurgiques, qui doivent commencer, d'abord, par des essais faits à l'échelle de laboratoire en travaillant sur des échantillons de plusieurs centaines de kg, et qui, ensuite, doivent être terminées par des essais à l'échelle semi-industrielle qui nécessitent plusieurs tonnes de minerai, sont à la base de tout concentrateur à flow sheet rationnel.

Malgré le coût souvent élevé de telles études, elles présentent une réelle utilité et les sommes dépensées sont largement rendues par les bénéfices supplémentaires qui résultent d'une meilleure récupération réalisée.

Les sociétés minières devraient donc recourir, pour tous les problèmes qui présentent un certain intérêt pratique, aux services de laboratoires spécialisés dans l'étude du traitement des minerais <sup>(1)</sup>.

Le laboratoire de la M. G. L., à Kamituga, possède un équipement assez moderne permettant l'étude métallurgique même d'échantillons d'un poids important.

Pour le concassage et le broyage, nous disposons d'un granulateur Denver 5" × 6", d'un granulateur Carton 120 × 120, d'un granulateur Braun Simplex, d'un broyeur à barres Denver 16" × 32" et de plusieurs petits broyeurs à boulets.

Le classement est effectué dans un tamis vibrant Kimman 54 × 100 cm.

Tandis que la concentration des minerais de valeurs est effectuée par triage à la main, pour les grosses granulométries, nous utilisons un pulsator jig 12" × 12", un Denver jig N° 1M et le panning manuel, pour les granulométries moyennes. Enfin, nous disposons d'une table Deister N° 14, d'une petite table à caoutchouc

<sup>(1)</sup> Voir *Min. Mag.*, LXXXIV, pp. 153-154, 1951 et P. SEYER, L'échantillonnage des minerais en vue de l'étude de leur concentration, *Ann. Mines* (Paris), n° VII, 1951.



rifflé ( $2,00 \times 0,20$  m) et du superpanner Haultain pour la récupération des valeurs fines et très fines.

Une cellule de flottation de l'American Cyanamid Company et un électroaimant de laboratoire complètent l'équipement <sup>(1)</sup>.

<sup>(1)</sup> D'ici peu, un bac à piston, à deux cellules, et une spirale Humphreys seront installés dans ce laboratoire.

### 3. CONCENTRATION DES MINERAIS DES WOLFRAM ET DE NIOBIUM-TANTALE

#### 31. Généralités.

Comme tous les minerais de wolfram et de niobium-tantale sont caractérisés par une densité élevée (wolframite, ferbérîte et hubnérîte 7,2 à 7,5 ; scheelite environ 6,0 ; columbo-tantalites 5,2 à 7,8), ce sont les méthodes gravimétriques qui sont employées pour le traitement de ces minerais. De plus, les minerais de wolfram du type wolframite et les columbo-tantalites se sont montrés, jusqu'à ce jour, réfractaires à un traitement industriel par flottation <sup>(1)</sup>. Seule la scheelite peut être récupérée facilement par ce procédé mais, même dans ce cas, les concentrés doivent encore subir un traitement chimique pour pouvoir être vendus <sup>(2)</sup>. Comme la flottation n'est pas appliquée au Congo belge, nous ne la discuterons pas et nous renvoyons le lecteur aux ouvrages spécialisés <sup>(3)</sup>.

Lors de l'élaboration des flow sheets pour le traitement de minerais de wolfram, il faut surtout tenir compte du fait que ceux-ci sont très friables. D'autre part, la gangue normale de ces minerais est le quartz qui est un

<sup>(1)</sup> P. SEYER, Étude sur la concentration des minerais français de wolfram (*Écho Mines Mét.*, n° 12, p. 796, 1952). (Cet excellent article a paru dans les numéros 11 et 12 (1952) et 1 à 5 (1953) de l'*Écho des Mines et de la Métallurgie*).

<sup>(2)</sup> Voir p. 121.

<sup>(3)</sup> Voir p. ex. A. F. TAGGART, *Handbook of Mineral Dressing* (New-York, 1945), p. 12-121 ; H. HAVRE, *Préparation Mécanique et Concentration des Minerais par Flottation et sur Liqueurs Denses* (Paris, 1952, pp. 593-595) ; H. J. GISLER, *Tungsten Metallurgy and Flowsheets* (*Deco Trefoil*, septembre-octobre 1953, pp. 12-13).

des minerais les plus durs. Les mesures suivantes doivent alors être prises pour produire le moins de fines possible pendant le concassage et le broyage <sup>(1)</sup> :

1) Employer plusieurs étages de concassage avec chaque fois élimination des fines par tamisage ;

2) S'adresser de préférence aux appareils de comminution qui agissent par choc ou par écrasement et non par cisaillement ;

3) Employer, dans les circuits de broyage, des tamis vibrants et des hydroclasseurs, à l'exclusion des classificateurs mécaniques ;

4) Récolter le minerai de valeur au fur et à mesure de sa libération par des procédés gravimétriques.

Après classement en un certain nombre de catégories granulométriques, nombre qui dépend de l'importance du concentrateur, chaque catégorie est soumise à un traitement approprié.

Pour permettre facilement le choix du procédé ou de l'appareil qui convient pour le traitement d'une fraction granulométrique donnée, nous avons représenté, dans la *fig. 4*, les limites de la grosseur des grains entre lesquelles ces procédés ou ces appareils peuvent servir. Le trait plein correspond aux limites granulométriques normales qui assurent un rendement de récupération élevé. Le trait interrompu montre la région où ce rendement devient de plus en plus faible (lorsque les grains deviennent de plus en plus petits) et les granulométries qui, généralement, sont trop grandes pour le travail normal de l'appareil.

Dans certains cas, les limites données ne nécessitent pas un classement préalable serré, comme pour le

<sup>(1)</sup> Ces principes sont d'application générale. Ils sont également valables pour les minerais à columbo-tantalite ou à cassitérite.

sluice, le pan rotatif ou certains jigs travaillant comme écrémeurs. Dans le cas d'autres appareils, comme pour le Harz jig et les tables à secousses, ce classement

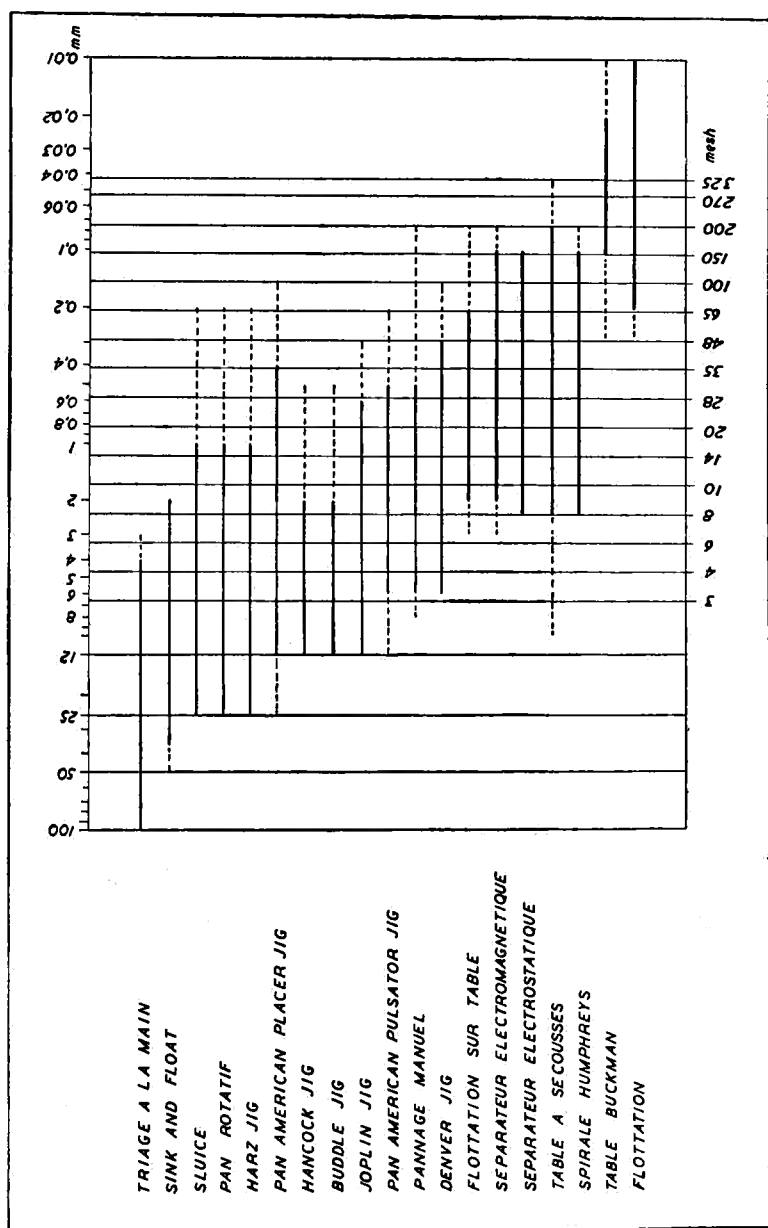


FIG. 4. — Domaine d'application des procédés et des appareils de concentration.

est indispensable pour assurer une récupération élevée.

Le triage à la main peut être effectué sur les morceaux les plus gros. Ce procédé est d'un usage général, lors de l'exploitation de gisements à minéralisation hétérogène, comme c'est le cas pour les minerais de wolfram où les « nids » où « poches » de wolframite sont recherchés au front de taille et directement envoyés à la section de finissage du concentrateur. D'autre part, il est possible d'éliminer un certain pourcentage de stériles par triage à la main, soit lors de l'abattage du minerai ou en tête de la trémie, soit déjà après concassage primaire. Enfin, lors de l'exploitation de gisements alluvionnaires et éluvionnaires de gros morceaux de wolframite ou de columbite sont mis de côté par le travailleur préposé au grizzly placé en tête de sluice. La limite inférieure est déterminée par la valeur du minerai à traiter, le coût de la main-d'œuvre indigène, la facilité de distinguer le minerai en question et la nature des accompagnateurs. Lorsque les minerais de wolfram et de niobium-tantale ne sont pas mélangés à d'autres minerais de valeur ou à des impuretés nuisibles, cette limite inférieure est au voisinage de 4 mm.

A part le triage à la main, seul le procédé « *Sink and Float* » permet de traiter de gros morceaux, disons supérieurs à 25 mm. Ce procédé convient à partir de 50 jusqu'à 2 mm <sup>(1)</sup>.

Généralement, le sluice est précédé d'une tôle perforée de 1" ou d'un grizzly de 20 mm. La limite supérieure est donc voisine de 25 mm. Cet appareil convient pour la récupération de morceaux de 25 à 1 mm environ, pour des minerais à densité supérieure à 5. Ainsi, COSTE et ROLLET notent que le sluice récupère bien la cassitérite supérieure à 3 mm, moins bien la catégorie 3 à 1 mm

(1) P. SEYER, *loc. cit.*, p. 181.

et perd pratiquement toute la cassitérite plus fine que 0,3 ou 0,2 mm <sup>(1)</sup>. Les grands avantages du sluice consistent dans la simplicité de sa construction, la facilité avec laquelle il peut être déplacé et dans le fait qu'il peut traiter un gravier non classé.

Le pan rotatif accepte des morceaux à partir de 25 mm. Cependant, il est souhaitable de ne pas l'alimenter avec un produit supérieur à 18 mm. Sa limite inférieure est voisine de celle du sluice. Il ne convient donc pas pour la récupération de la columbite ou de la cassitérite fine inférieure à 1 mm <sup>(2)</sup>.

Passons aux principaux types de jigs employés. La limite supérieure est située, généralement, à 25 ou 12 mm. Dans le cas du pulsator jig et du Denver jig, il est préférable de ne pas alimenter avec des morceaux supérieurs à 6 mm. La limite inférieure semble varier d'un jig à l'autre. Ainsi, Seyer donne 2 mm pour le Hancock jig <sup>(3)</sup> et le Buddle jig <sup>(4)</sup>. Pour ce dernier jig, le domaine pourrait être étendu jusqu'à 0,5 mm <sup>(4)</sup>. De même, le Hancock jig modifié a récemment été appliqué au traitement de minerais non classés de 12 à 0 mm <sup>(5)</sup>. Le bac à piston donne une bonne récupération jusqu'à 0,2 mm, pour un minerai bien débourbé <sup>(6)</sup>. Le Pan American Placer jig donne aussi d'excellents résultats jusqu'à la même limite, mais exige des produits calibrés assez serrés tout comme le Denver jig et la plupart des

<sup>(1)</sup> H. COSTE et A. ROLLET, L'Étain au Congo (Centenaire de l'A. I. Lg., Congrès 1947, p. 383) ; voir aussi H. COSTE, L'Étain, dans *Encyclopédie du Congo belge*, pp. 597-622.

<sup>(2)</sup> H. COSTE et A. ROLLET, *loc. cit.*, p. 385 ; B. M. ADERCA, Une solution particulière au problème du traitement des éluvions stannifères (Congrès Scientifique Élisabethville 1950, vol. III, Bruxelles, p. 57).

<sup>(3)</sup> P. SEYER, *loc. cit.*, p. 40.

<sup>(4)</sup> P. SEYER, *loc. cit.*, pp. 41, 181.

<sup>(5)</sup> A. WACK, Le Hancock jig dans le traitement des minerais de plomb (Congrès des Laveries des Mines Métalliques Françaises, Paris, 1953, pp. E30-E37).

<sup>(6)</sup> H. COSTE et A. ROLLET, *loc. cit.*, p. 384 ; F. PHILIPS, L'exploitation des minerais stannifères de Manono-Kitotolo (Congrès Scientifique, Élisabethville 1950, vol. III, Bruxelles, p. 44) ; P. SEYER, *loc. cit.*, p. 40.

autres jigs, à l'exception du Hancock jig <sup>(1)</sup>. Dans le cas du pulsator jig, la limite inférieure semble être près de 0,5 mm. Toutefois, KNAPP indique que ces jigs sont très efficaces avec des pulpes classées jusqu'à 60 mesh (0,25 mm) et donnent encore un bon rendement à 100 mesh (0,15 mm) <sup>(2)</sup>. Notons que COSTE et ROLLET préconisent, en dessous de 10 mm, l'emploi du rhéolaveur qui ne demande pas un calibrage serré <sup>(3)</sup>.

Généralement, les tables à secousses sont préférées aux jigs pour les granulométries inférieures à 2 mm <sup>(4)</sup>, quoique, dans les circuits de broyage, les jigs traitent des granulométries plus fines. C'est aussi le cas de jigs travaillant comme écrémeurs. L'inconvénient de la table à secousses consiste dans l'obligation de travailler avec un calibrage serré. Pour certains usages spéciaux, la table à secousses convient jusqu'à 10 mm <sup>(5)</sup>. La limite inférieure se situe vers 200 mesh <sup>(6)</sup>.

Pour la récupération des fines, on dispose de la spirale Humphreys, dont le domaine va de 2 mm à 150 mesh <sup>(7)</sup> et, surtout, des tables du type Buckman qui conviennent particulièrement bien entre 150 et 1.000 mesh, mais qui récupèrent encore d'une façon appréciable jusqu'à 10 microns <sup>(8)</sup>. Une alimentation contenant des particules plus grandes que 150 mesh diminue l'efficacité et la capacité des appareils. Un calibrage soigné de l'alimentation a permis récemment d'augmenter l'efficacité de ces tables <sup>(7)</sup>. D'après FERRAND, le

<sup>(1)</sup> H. COSTE et A. ROLLET, *loc. cit.*, p. 384 ; P. SEYER, *loc. cit.*, p. 40.

<sup>(2)</sup> E. A. KNAPP dans *Recent Developments in Mineral Dressing*, London, 1953, p. 291.

<sup>(3)</sup> H. COSTE et A. ROLLET, *loc. cit.*, p. 386.

<sup>(4)</sup> A. F. TAGGART, *loc. cit.*, p. 11-08.

<sup>(5)</sup> A. F. TAGGART, *loc. cit.*, p. 11-59.

<sup>(6)</sup> A. F. TAGGART, *loc. cit.*, p. 11-36 ; F. PHILIPS, *loc. cit.*, pp. 47, 50.

<sup>(7)</sup> R. VIEILLARD, La préconcentration des minerais métalliques par tables Buckman et spirales Humphreys (Congrès des Laveries des Mines Métalliques Françaises, Paris, 1953, pp. E72 à E74).

<sup>(8)</sup> H. J. GISLER, *loc. cit.*, pp. 11, 12.

rendement serait supérieur à 80% pour les grains supérieurs à 23 microns. Il est aux environs de 60% pour les grains de 16 à 23 microns et décroît très vite en dessous de cette dimension <sup>(1)</sup>.

Disons encore quelques mots du panning manuel. Le pan retient à peu près toute la cassitérite ou columbite jusqu'à 0,5 mm environ, une certaine proportion de 0,5 à 0,2 mm, mais perd pratiquement toute la cassitérite en dessous de 0,2 mm <sup>(2)</sup>. Le pan ne permet donc pas de déceler la présence de valeurs très fines dans un gisement et doit être remplacé, dans ce but, par un appareil mieux approprié comme la table à secousses, les tables du type Buckman ou la spirale Humphreys.

Pour être complet, rappelons que la flottation sur table permet de traiter des particules de 3-2 mm jusqu'à 0,3 ou 0,2 mm <sup>(3)</sup>, tandis que la limite supérieure de la flottation ordinaire commence seulement près de 0,2 mm <sup>(4)</sup>. Enfin, les séparateurs électromagnétiques et électrostatiques travaillent dans le domaine de 3-2 mm jusqu'à environ 0,1 mm <sup>(5)</sup>.

### 32. Traitement des gisements détritiques.

Nous ne décrivons pas les différents procédés où appareils employés pour la concentration des minerais de wolfram et de niobium-tantale. Le lecteur trouvera ces renseignements dans n'importe quel traité concernant la préparation mécanique des minerais et leur concen-

(1) J. FERRAND, Concentration des grains de minerais de wolfram de moins de 75 microns sur des tables basculantes françaises (Congrès des Laveries des Mines Métalliques Françaises, Paris, 1953, p. E59).

(2) H. COSTE et A. ROLLET, *loc. cit.*, p. 383 ; F. PHILIPS, *loc. cit.*, p. 46 ; voir aussi V. BATY, Étude de divers appareils d'analyse mécanique des cassitérites fines (*Rev. Univ. Mines*, nov. 1947).

(3) A. F. TAGGART, *loc. cit.*, p. 12-83 ; F. SEYER, *loc. cit.*, p. 179.

(4) A. F. TAGGART, *loc. cit.*, p. 12-02.

(5) A. F. TAGGART, *loc. cit.*, p. 13-45 ; P. SEYER, *loc. cit.*, p. 181.



tration. Cependant, il nous semble utile d'examiner ici quelques aspects du sluicing des minerais à densité élevée.

### 321. SLUICING.

Quoique, durant ces dernières années, plusieurs sociétés, SYMÉTAÏN et GÉOMINES en particulier, aient fait de grands progrès dans la mécanisation des installations traitant des gisements détritiques, la majeure partie de la production de la columbo-tantalite et une grande partie de la production des minerais de wolfram du Congo belge et du Ruanda-Urundi sont récoltées par sluicing <sup>(1)</sup>. Ceci est dû à la dispersion des gisements, d'un cube généralement faible, et à l'absence de force motrice à bon marché.

Voici d'abord les caractéristiques des sluices employés, généralement, au Congo belge et au Ruanda-Urundi.

Le sluice comporte, normalement, un débourbeur, un élément classeur et un certain nombre d'éléments de queue.

La largeur d'un sluice varie de 0,40 à 1,00 m, suivant l'importance du chantier. Ce dernier chiffre est rarement dépassé, le placement de niveau de boîtes à riffles très larges offrant des difficultés.

La longueur des divers éléments est généralement de 3,00 m. Suivant la hauteur disponible et suivant la nature du gravier, on installe, au total, 4 à 7 éléments.

Le plus souvent, la hauteur des riffles employés est de 10 cm. Leur écartement varie de 50 à 100 cm.

La pente de l'élément classeur est de 12-14% ; elle diminue de 7 à 4%, dans les éléments de queue.

Le débourbeur possède, d'habitude, une forme trapé-

<sup>(1)</sup> Voir aussi J. D'ANDRIMONT, Exploitation de la cassitérite d'alluvions au Maniema (*Rev. Univ. Mines*, 82, 461, 1939) ; V. BATY, Conditions d'Exploitation des gîtes détritiques stannifères au Maniema (*Rev. Univ. Mines*, 90, 353, 1947).

zoïdale ; sa pente est de 15 à 25%, avec une moyenne voisine de 18%, à la M. G. L. Cependant, COBELMIN se sert de débourbeurs installés à contre-pente. Notons que le débourbeur n'est pas utilisé dans les chantiers à chargement direct, lorsque la hauteur disponible n'est pas suffisante.

Le classeur est normalement constitué par une tôle perforée de 1" (M. G. L. Sud) ou par un grizzly avec des barreaux espacés de 20 à 23 mm (M. G. L. Nord, COBELMIN-éluvions) ou de 25 mm (COBELMIN-alluvions). L'élément classeur possède, en plus, quelques riffles.

Notons que COBELMIN utilise des sluices à fond en forme de « dents de scie ». Chaque élément possède 3 tronçons de 1,00 m, avec chaque fois 3 cm comme différence de niveau. Les riffles, placés à la fin de chaque tronçon, ont 5 cm de hauteur.

COBELMIN emploie, généralement, un classeur à courant porteur constitué de barreaux distants de 6 et de 12 mm, après l'élément classeur. Le passant du classeur à courant porteur arrive, lors du traitement de graviers à columbo-tantalite, ou en présence de beaucoup de fines, dans un « concentrateur » de 2 m de longueur, avec un fond à forte contre-pente.

Lors de l'étude du dépôt de l'or dans un sluice <sup>(1)</sup>, nous avons résumé, dans un tableau, les divers facteurs influençant ce dépôt et nous croyons utile de le reproduire ici, avec quelques modifications (voir tableau IX).

Nous n'examinerons pas en détail ces différents facteurs qui, dans les grandes lignes, interviennent exactement de la même façon que dans le cas d'un gravier aurifère et nous renvoyons à notre travail précité qui donne cette discussion <sup>(2)</sup>.

<sup>(1)</sup> A. PRIGOGINE, Récupération de l'or par sluicing (*Mém. Inst. Roy. Col. Belge*, 80, Sect. Sc. techn., VII, fasc. 1, 1952, p. 77).

<sup>(2)</sup> A. PRIGOGINE, *loc. cit.*, pp. 79 à 103.

## TABLEAU IX

Facteurs influençant le dépôt des minerais  
à densité élevée dans un sluice

1. Facteurs primaires.
  11. Nature du gravier.
    111. Composition du gravier.
      - Argile (caractéristiques, proportion).
      - Accompagnateurs lourds (caractéristiques, proportion).
    112. Composition granulométrique.
    113. Forme des particules du gravier.
  12. Nature du minéral à densité élevée.
    121. Composition granulométrique.
    122. Forme des particules du minéral.
    123. Présence de barrés.
2. Facteurs secondaires.
  21. Caractéristiques du sluice.
    211. Nature du système de récupération (avec caractéristiques).
      - Riffles ordinaires.
      - Riffles recouverts de treillis.
    212. Détails de construction.
  22. Régime de travail.
    221. Régime hydraulique.
      - Débit d'eau.
      - Pente du sluice.
    222. Dilution.
      - Débit du gravier (capacité).
      - Alimentation (régularité).
    223. Rapport de concentration.
      - Fréquence des clean up.

Cependant, un point d'une importance capitale distingue le sluicing d'un gravier à wolframite, à cassitérite ou à columbite du sluicing d'un gravier aurifère. Tandis que, généralement, les graviers aurifères traités montrent des teneurs de l'ordre de  $1 \text{ g/m}^3$  ou même moins, nous pouvons dire que les teneurs en wolframite, cassitérite ou columbite sont, normalement, 1000 fois plus élevées. Par conséquent, ces minerais occupent,

contrairement à l'or, un volume non négligeable dans le sluice. Il faut donc travailler avec un rapport de concentration sensiblement plus faible qui se manifeste par des clean up beaucoup plus fréquents. On ne peut pas donner une règle rigide quant à cette fréquence. En général, plus la teneur du gravier traité est élevée, plus la fréquence des clean up doit être élevée. Normalement, il faut procéder à un clean up du sluice en fin de la journée. Mais dans certains cas, il faut même effectuer un clean up toutes les deux heures, pour éviter des pertes au cul de table. Cette façon d'opérer présente, cependant, certains inconvénients. En premier lieu, le sluice doit être dédoublé, pour éviter l'arrêt du travail. De plus, les clean up fréquents immobilisent de la main-d'œuvre supplémentaire ; ou bien, il faut s'adresser à un autre appareil, par exemple, à un jig, pour traiter la grande quantité des concentrés récoltés.

Insistons encore sur l'influence de la forme des particules du gravier. En général, le sluicing d'un minerai concassé, à particules de forme anguleuse, ne donne pas de bons résultats, le minerai ne « roulant » pas dans le sluice, et il faut s'adresser à ce système de récupération seulement dans quelques cas spéciaux (récupération de gros éléments en tête du concassage secondaire, installations de petite capacité). Toutefois, il existe des graviers éluvionnaires qui, pour la même raison, donnent des difficultés pendant le sluicing. Ainsi, nous avons vu à Mapembe, à la M. G. L. Nord, un gravier, provenant de la décomposition de granite, constitué principalement par de petits éléments de quartz de forme très anguleuse. Quoique ce gravier soit peu argileux et ne contienne pas d'accompagnateurs, on constate que les pertes au cul de table, même en columbo-tantalite relativement grosse, sont très appréciables. Suite à la forme anguleuse des divers constituants du gravier, ceux-ci « s'emboîtent » entre les riffles du sluice. L'ensemble durcit et la columbo-tantalite ne pénètre qu'avec difficulté à l'intérieur du

gravier déposé. Dans ce cas, le sluice ne convient manifestement pas au traitement du gravier et il doit être remplacé par un jig.

En ce qui concerne le rendement de récupération du sluice, COSTE et ROLLET font remarquer qu'un rendement de 75 % est assez fréquent, mais que sa valeur peut même tomber à 50%, dans le cas de conditions défavorables. D'un autre côté, exceptionnellement, en traitant un gravier facile, le rendement peut atteindre 90% <sup>(1)</sup>. PHILIPS signale, également, que le rendement du sluicing, à GÉOMINES, n'atteignait que 75%, le gisement contenant des fines <sup>(2)</sup>.

Par contre, BATY donne deux exemples, dont un avec gravier difficile à débourber, où le rendement dépasse 90% <sup>(3)</sup>.

Ces chiffres, qui semblent être contradictoires, sont, cependant, bien possibles. Ainsi, nous avons pu constater des rendements globaux dépassant souvent même 95%. Par contre, dans d'autres cas, la récupération tombait à 25%. Il faut donc examiner chaque cas en particulier ; l'analyse détaillée de l'influence des divers facteurs permettra, en fin de compte, de trouver la raison de la bonne ou de la mauvaise récupération et, dans ce dernier cas, d'indiquer, éventuellement, les moyens de diminuer les pertes.

Précédemment <sup>(4)</sup>, nous avons indiqué que le sluice convenait bien à la récupération des morceaux gros et moyens de minerais à densité élevée <sup>(5)</sup>. Il va de soi

<sup>(1)</sup> H. COSTE et A. ROLLET, *loc. cit.*, p. 38.

<sup>(2)</sup> F. PHILIPS, *loc. cit.*, p. 40.

<sup>(3)</sup> V. BATY, Le sluice dans les exploitations stannifères des gisements détritiques au Maniema (*Rev. Univ. Mines*, 90, 549, 1947).

<sup>(4)</sup> Voir p. 70.

<sup>(5)</sup> Il est utile d'accepter la terminologie de COSTE et ROLLET (*loc. cit.*, p. 384) et d'appeler les différentes granulométries comme suit :

|                       |                          |
|-----------------------|--------------------------|
| Cassitérite grosse    | + 5 mm ;                 |
| Cassitérite moyenne   | — 5 + 1 mm ;             |
| Cassitérite fine      | — 1 + 0,2 mm (65 mesh) ; |
| Cassitérite très fine | — 0,2 mm.                |

que le bon rendement, même dans ces catégories granulométriques, peut être atteint seulement si le gravier n'est pas argileux (ou si le débourbage est satisfaisant) et si le minerai de valeur ne se trouve pas sous forme de barrés. Dans ces deux cas, nous avons pu constater des rendements bien faibles ; il est certain, cependant, que n'importe quel autre procédé gravimétrique aurait donné un résultat analogue.

Pour améliorer le débourbage, dans le cas où il n'est pas possible de s'adresser aux débourbeurs mécaniques, on préconise généralement les moyens suivants :

- 1) Employer des moniteurs pour l'abattage du minerai ;
- 2) Transporter le minerai abattu à l'aide de gouttières sur une distance assez grande ;
- 3) S'adresser au ground sluicing ;
- 4) Travailler le minerai à la lance (avec eau sous pression) dans le débourbeur ;
- 5) Faire, en plus du débourbage principal sur le grizzly, un débourbage supplémentaire sur un treillis de 2 mesh.

Lorsque le minerai traité contient des barrés, les refus des sluices doivent être stockés en vue d'un concassage ultérieur. Éventuellement, le classement sera poussé jusqu'à 10 ou 8 mm.

Le sluice ne convient pas bien à la récupération des catégories fines et très fines. Une certaine amélioration peut être obtenue en employant des sluices de grande longueur et des undercurrents. Le dernier élément peut aussi être remplacé par un récupérateur constitué par un treillis de 10 mm déposé directement sur des riffles de 5 cm espacés de 10 cm.

Cependant, il ne faut pas oublier que le domaine d'application du sluicing est limité et qu'il faut s'adres-

ser aux spirales Humphreys et aux tables du type Buckman si le gisement contient une proportion importante de valeurs très fines.

### 322. GROUND SLUICING.

On fait descendre le gravier par une rigole entaillée dans le bedrock. La majeure partie des minerais lourds se concentre dans cette rigole, suite à des irrégularités de la roche. FONTAINAS remarque qu'il ne faut pas s'adresser au ground sluicing, lorsque le bedrock est fissuré, une partie des minerais déposés étant difficile à récupérer dans ces fissures <sup>(1)</sup>. Il faut disposer d'un débit de près de 2 l/sec d'eau pour faire descendre 4-5 m<sup>3</sup>/h d'éluvions sur un bedrock d'une pente voisine de 25% <sup>(1)</sup>.

Généralement, on se sert de deux rigoles pour le ground sluicing. Tandis qu'une rigole est en service normal, l'autre est en clean up.

La méthode par ground sluicing doit donner lieu à des pertes élevées en valeurs fines qui, certainement, sont particulièrement importantes, lors du clean up. C'est pourquoi, presque toujours, la rigole est suivie d'un sluice de protection pour la récupération (partielle) de la wolframite ou de la columbite fine perdue. MINÉTAÏN compte remplacer ces sluices par des Pan American Placer Jig 42" × 42", à deux cellules, qui serviront aussi au clean up.

Le ground sluicing convient bien aux éluvions argileuses et même aux pegmatites assez dures. Pendant le passage dans la rigole, la gangue se décompose et libère le minerai.

A Kifurwe, les rigoles de ground sluicing ont à l'origine une largeur de 0,50 m et une profondeur de 0,70 m ;

<sup>(1)</sup> P. FONTAINAS, Les exploitations minières de haute montagne au Ruanda-Urundi (*Mém. Inst. Roy. Col. Belge*, 8<sup>e</sup>, Sect. Sc. techn., I, fasc. 4, 1939, pp. 31-32).

elles ont une pente de 16% et se développent en moyenne sur une longueur de 1000 m. La dilution est voisine de 1:1. Les produits cheminent à la vitesse de 500 m par heure environ. Le clean up est effectué au pan.

Le ground sluicing est particulièrement répandu au Ruanda-Urundi. La majeure partie de la production de la ferbérîte des MINES DE BUGARAMA et de la MINE DE KIFURWE est récoltée par ce procédé. De même, MINÉ-TAIN traite les pegmatites à cassitérite-columbite par ground sluicing comme, par exemple, dans le secteur Katumba (Luhanga, Kirengo, Burenga, Shori).

### 323. DESCRIPTION DE QUELQUES LAVERIES DU CONGO BELGE ET DU RUANDA-URUNDI.

#### 3231. *Laverie Shyirongi.*

COREM exploite des éluvions contenant de la ferbérîte, avec un pourcentage relativement élevé d'anthoinite, à Shyirongi (plateau Bumbogo), près de Kigali.

Le minerai est tamisé sur une grille fixe de 30 mm. Tandis que le refus est stocké (en vue d'un traitement ultérieur après concassage), la fraction — 30 mm est traitée dans un bac à piston des Ateliers de l'Est 4' × 4', à deux cellules. La force motrice est fournie par un moteur électrique de 6 CV.

Les tamis du bac à piston ont une ouverture de 2 mm. Les fines sont soutirées d'une manière continue et passent sur deux tables à secousses. Les middlings sont traités sur une troisième table. L'installation est complétée par 4 joplin jigs, pour le finissage.

La capacité du bac à piston est de 13 m<sup>3</sup>/h. La dilution est voisine de 3 à 3,5 : 1, à son entrée. Les eaux et les fines passant au travers d'un crible égoutteur sont évacuées vers un bassin de décantation. Une pompe SRL de 50 m<sup>3</sup>/h sert pour la reprise des eaux décantées.

D'ici peu, un broyeur à percussion HAZEMAG sera installé pour le concassage des quartz wolframifères.



3232. *Laveries* SYMÉTAÏN.

Les laveries de SYMÉTAÏN servant au traitement des éluvions à cassitérite ou à mixtes comprennent 2 ou 3 bacs à piston, chacun avec 2 ou 3 cellules de  $1,20 \times 0,90$  m, qui travaillent à une dilution de 12 : 1 <sup>(1)</sup>. La vitesse est généralement de 175 pulsations par minute. Elle est réglable, à l'aide d'un jeu de poulies, suivant la granulométrie du minerai traité. Les excentriques sont à course variable (25, 20 et 15 mm). La force motrice nécessaire est de 1,5 CV par cellule.

Pour régulariser le débit et pour récupérer la grosse cassitérite, quelques riffles sont installés dans la « tête de table ». Le minerai arrive ensuite dans deux classeurs à courant porteur ( $3,00 \times 0,40$  m) placés en parallèle et munis de treillis à mailles rectangulaires  $15 \times 30$  mm. Le refus du classeur est directement jeté.

La vidange des bacs à piston se fait d'une façon continue. Les produits récoltés sont concentrés dans des Pan American pulsator jigs (un par bac à piston) qui donnent des mixtes presque marchands. Les tailings de ces jigs contiennent encore des valeurs fines. C'est pourquoi, après passage dans un petit spitzkasten, qui élimine l'eau en excès, ils sont traités sur une table à secousses Plat-O. Cette table récupère des quantités notables de fine cassitérite. Ceci démontre bien que le pulsator jig ne possède qu'un rendement médiocre pour les granulométries inférieures à 0,5 mm environ.

La capacité de ces laveries est voisine de  $28 \text{ m}^3/\text{h}$  <sup>(1)</sup>.

Plusieurs bilans effectués ont montré que le rendement de récupération de ces laveries est voisin de 80-85%.

<sup>(1)</sup> R. ANTHOINE, Causes et incidences de la mécanisation des gîtes détritiques (*Mém. Inst. Roy. Congo Belge*, 8<sup>e</sup>, Sect. Sc. techn., VIII, fasc. 1, 1952, pp. 41, 42, 44).

3233. *Laveries GÉOMINES.*

GÉOMINES est le principal producteur de columbo-tantalite du Congo belge. Bien que l'exploitation est faite principalement en vue de la récupération de la cassitérite et que la columbo-tantalite ne constitue qu'un sous-produit de la cassitérite, nous ne pouvons pas passer sous silence les laveries mécanisées employées à Manono, décrites déjà à plusieurs reprises <sup>(1)</sup>, qui servent pour l'exploitation des éluvions et des pegmatites altérées <sup>(2)</sup>. Rappelons seulement qu'après débourbage et rejet de la fraction + 10 mm, le gravier — 10 mm est traité à l'aide de rhéolaveurs et de bacs à piston. Des tables à secousses servent pour la récupération des valeurs très fines entraînées dans l'overflow du débourbeur. Leur rendement est de 90 à 92 % <sup>(3)</sup>. Notons que le bac à piston et le Denver jig avaient donné de mauvais résultats pour la récupération de cette cassitérite très fine <sup>(3)</sup>.

La capacité des laveries GÉOMINES est de 100 à 120 m<sup>3</sup> /h <sup>(1)</sup>.

3234. *Laverie de Mwana.*

La laverie de Mwana (M. G. L.) traite les pegmatites en place du d<sub>4</sub>D<sub>25</sub> Mwana contenant des columbo-tantalites avec un pourcentage variable de cassitérite <sup>(4)</sup>.

Après élimination des fractions + 30 mm, à l'aide d'un grizzly, le minerai arrive dans 2 pans rotatifs de 3,00 m de diamètre, placés en parallèle, chacun actionné par un moteur électrique de 4 CV. Le choix du pan rotatif est motivé par la faible quantité d'eau disponible suffisamment en hauteur ne permettant pas de s'adres-

<sup>(1)</sup> H. COSTE et A. ROLLET, *loc. cit.*, pp. 387, 388 ; F. PHILIPS, *loc. cit.*, pp. 39-49. H. COSTE, *loc. cit.*, p. 616.

<sup>(2)</sup> Le traitement des pegmatites inaltérées a été décrit par H. BARZIN, *loc. cit.*

<sup>(3)</sup> F. PHILIPS, *loc. cit.*, pp. 46, 47.

<sup>(4)</sup> Voir p. 33.

ser à un autre appareil de récupération, sans devoir recourir au pompage des eaux.

Les concentrés des pans rotatifs sont prélevés une fois par jour. La columbo-tantalite est recherchée par handpicking, dans les fractions + 2 mesh, tandis que les fractions — 2 mesh sont concentrées dans un Denver Duplex jig 8" × 12" et un pulsator jig 12" × 12". Le concentré obtenu est envoyé, pour traitement définitif, à la centrale d'épuration de Kamituga.

Les contrôles effectués montrent que le rendement de récupération est supérieur à 80 % pour les catégories granulométriques + 1 mm, mais qu'ensuite, le rendement tombe rapidement à environ 10 % (pour — 50 + 100 mesh).

La force motrice est fournie par un alternateur actionné par un Lister de 12 CV. La consommation horaire est de 1,6 litres de mazout, ce qui correspond à environ 6 CVh pour la puissance consommée.

### 33. Traitement des gisements primaires.

Après avoir discuté le traitement des gisements détritiques, passons au traitement des gisements primaires qui demandent un concassage, ou même broyage, avant que le minerai puisse être soumis à la concentration proprement dite. Nous ne parlerons plus, dans ce chapitre, des gisements primaires suffisamment altérés qui peuvent être traités sans comminution préalable, comme c'est le cas de certaines pegmatites.

Nous nous proposons d'indiquer d'abord les installations de capacité faible et moyenne employées à la COMPAGNIE MINIÈRE DES GRANDS LACS AFRICAINS. Ensuite, après avoir décrit les concentrateurs du Congo belge et du Ruanda-Urundi, nous discuterons finalement le flow sheet d'un concentrateur perfectionné, d'une capa-

cité de 15 t/h, destiné au traitement des pegmatites dures à cassitérite et à columbo-tantalite.

### 331. INSTALLATIONS DE CONCASSAGE MOBILES.

Très souvent, l'exploitation des alluvions et surtout des éluvions met à jour des filonnets ou des filons de faible puissance dont l'exploitation ne peut être envisagée sans concassage préalable. D'autre part, l'extension de ces filons étant généralement de faible importance, leur traitement doit être envisagé dans une installation très simple, peu coûteuse et facile à déplacer.

La M. G. L. emploie les installations de concassage mobiles suivantes :

#### 3311. *Unité de 0,5 t/h.*

L'installation comporte un grizzly de 10 mm d'écartement, un granulateur Denver 5" × 6" actionné par un moteur Lister de 5 CV et un sluice constitué de 4 éléments de 3 m de longueur et de 0,40 m de largeur.

Cette unité revient à environ 70.000 F <sup>(1)</sup> :

|                                    |                |
|------------------------------------|----------------|
| Grizzly 15 mm                      | 2.000 F        |
| Granulateur Denver 5" × 6"         | 38.000         |
| Moteur Lister 5 CV                 | 24.000         |
| Sluice                             | 1.000          |
| Plateforme, hangar pour concasseur | 5.000          |
| Total                              | <hr/> 70.000 F |

Suivant la dureté du minerai à concasser et suivant la proportion des fines, la capacité de cette installation variera, pour un réglage à 18 mm, de 0,3 à 1 t/h, le dernier chiffre étant applicable pour les pegmatites relativement tendres.

En nous basant sur une capacité horaire de 0,5 t et

(<sup>1</sup>) Il s'agit de prix approximatifs.

le travail à un poste de 8 heures, nous calculons le prix de revient du traitement comme suit (pour une tonne de minerai) :

|                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                     |          |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------|
| 1) Main-d'œuvre européenne <sup>(1)</sup> .                                                                                                                                                                                                                                                                                         |          |
| 2 % de l'unité M. O. E. par jour, soit $0,02 \times 1100/4 =$                                                                                                                                                                                                                                                                       | 5,50 F   |
| 2) Main-d'œuvre indigène <sup>(1)</sup> .                                                                                                                                                                                                                                                                                           |          |
| Le traitement, y compris le finissage, demandera 3 TR par jour, soit $3 \times 35/4 =$                                                                                                                                                                                                                                              | 26,20    |
| 3) Frais généraux <sup>(1)</sup> .                                                                                                                                                                                                                                                                                                  |          |
| 20 % des dépenses M. O. E. + M. O. I.                                                                                                                                                                                                                                                                                               | 6,35     |
| 4) Amortissements.                                                                                                                                                                                                                                                                                                                  |          |
| Admettons l'amortissement du matériel en 10.000 heures de travail. Ceci nous donne 13,00 F à la tonne. D'autre part, supposons que l'installation doit changer de place après 6 mois. Nous devons alors amortir les 5.000 F prévus pour la plateforme etc., sur 600 t de minerai, soit $5.000 : 600 = 8,35$ F. Au total, nous avons | 21,35    |
| 5) Outillage, matériel, matières.                                                                                                                                                                                                                                                                                                   |          |
| Le moteur consommera près de 0,5 litres de mazout à l'heure, soit $8 \times 0,5 \times 6/4 =$                                                                                                                                                                                                                                       | 6,00     |
| La dépense due à l'usure des mâchoires sera de l'ordre de 10 F à la tonne de minerai tout venant :                                                                                                                                                                                                                                  | 10,00    |
| Comptons pour les pièces de rechange et les divers environ 15,00 F                                                                                                                                                                                                                                                                  | 15,00    |
| 6) Entretien, réparations.                                                                                                                                                                                                                                                                                                          |          |
| Cette quote-part est estimée à 20,00 F                                                                                                                                                                                                                                                                                              | 20,00    |
| 7) Divers.                                                                                                                                                                                                                                                                                                                          |          |
| Estimés à 7,60 F.                                                                                                                                                                                                                                                                                                                   | 7,60     |
| Total                                                                                                                                                                                                                                                                                                                               | 118,00 F |

Le traitement d'une tonne de minerai tout venant coûtera donc près de 118 F, amortissements compris.

Notons que le granulateur Denver 5"  $\times$  6" pèse près de 250 kg, tandis que le moteur Lister 5 CV a un poids voisin de 350 kg <sup>(2)</sup>.

<sup>(1)</sup> *Dépenses M. O. E.* : appointements, vie chère, indemnités diverses, cotisation patronale pour pension légale et complémentaire, amortissements frais voyages et indemnités congé, quote-part frais médicaux (note : les dépenses M. O. E., comme d'ailleurs les dépenses M. O. I., ne comprennent pas le logement).

*Dépenses M. O. I.* : Salaires, primes rendement, vivres aux travailleurs en espèce et en nature, allocations familiales aux femmes et enfants en espèce et en nature, habillement, quote-part frais médicaux, frais du Service M. O. I.

*Frais généraux* : dépenses de la Direction locale, plus quote-part des dépenses de la Direction générale.

<sup>(2)</sup> Malgré le poids relativement élevé des moteurs Lister, leur choix est motivé

Si l'on désire obtenir une meilleure récupération des fines, ce qui est particulièrement important dans le cas des minerais de wolfram, le sluice devrait être remplacé par un Pan American Placer jig  $12'' \times 12''$ , à deux cellules, actionné par un moteur Lister 3 CV. Dans ce cas, l'installation reviendra à 140.000 F environ. Le prix de revient du traitement sera alors voisin de 136 F, amortissements compris. La différence est seulement de 18 F à la tonne, ce qui correspond à une teneur récupérée de 0,2 kg/t en se basant sur 90.000 F pour la valeur départ mine de la wolframite. Nous pensons que la récupération supplémentaire réalisée, en remplaçant le sluice par le jig, dépassera aisément ce chiffre. Cependant, d'autres considérations, en particulier le capital disponible, peuvent faire choisir l'installation à sluice.

Remarquons qu'il est souhaitable de placer, après les deux premiers éléments, un classeur muni d'un treillis de 8 ou 10 mm. Le refus de ce classeur sera stocké en même temps que le refus du grizzly, en attendant l'installation éventuelle d'un concentrateur plus perfectionné, si l'extension du gisement le permet dans l'avenir. De plus, le sluicing du minerai — 10 mm est plus facile que celui concassé à — 18 mm environ.

### 3312. *Unité de 2 t/h.*

L'unité de 2 t/h est constituée par un grizzly de 15 mm d'écartement, un granulateur Denver  $8'' \times 10''$  ou un granulateur Carton  $220 \times 220$  actionné par un moteur Lister de 10 CV et un sluice à 4 éléments de 3 m de longueur et de 0,40 m de largeur. Il est souhaitable de placer une petite trémie en tête du granulateur.

par leur faible vitesse (650 t/min), ce qui permet d'attaquer les concasseurs et les jigs sans transmission intermédiaire.

En s'adressant au granulateur Carton, cette unité revient à 171.000 F :

|                                    |                  |
|------------------------------------|------------------|
| Trémie 1 m <sup>3</sup>            | 5.000 F          |
| Grizzly 15 mm                      | 2.000            |
| Granulateur Carton 220 × 220       | 117.000          |
| Moteur Lister 10 CV                | 36.000           |
| Sluice                             | 1.000            |
| Plateforme, hangar pour consasseur | 10.000           |
| Total                              | <u>171.000 F</u> |

Pour un réglage de 18 mm, la capacité de cette installation sera de 1,5 à 4 t/h, suivant la dureté du minerai et la proportion des fines.

Le calcul du prix de revient du traitement d'une tonne de minerai s'établit comme suit, pour le travail à un seul poste de 8 heures et une capacité horaire de 2 t :

|                                                                                                                                                           |                |
|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------|
| 1) Main-d'œuvre européenne.                                                                                                                               |                |
| 5 % de l'unité M. O. E. par jour, soit $0,05 \times 1100 / 16 =$                                                                                          | 3,40 F         |
| 2) Main-d'œuvre indigène.                                                                                                                                 |                |
| Y compris le finissage, le traitement demande 4 TR par jour, soit $4 \times 35 / 16$                                                                      | 8,80           |
| 3) Frais généraux.                                                                                                                                        |                |
| 20 % des dépenses M. O. E. + M. O. I.                                                                                                                     | 2,45           |
| 4) Amortissements.                                                                                                                                        |                |
| 161.000 F en 10.000 heures, soit $16,1 / 2 = 8,05$ F à la tonne.                                                                                          |                |
| En supposant que l'installation change de place après 3 mois, nous devons amortir 10.000 F sur 1.200 t, soit 8,30 F. Au total, on obtient $8,05 + 8,30 =$ | 16,35          |
| 5) Outillage, matériel, matières.                                                                                                                         |                |
| En nous basant sur 8 CVh pour la puissance absorbée, la consommation en mazout sera voisine de 2,0 l/h, soit $8 \times 2,0 \times 6,00 / 16 =$            | 6,00           |
| La dépense due à l'usure des mâchoires sera près de 7,50 F                                                                                                | 7,50           |
| Comptons pour les pièces de rechange et les divers 10 F                                                                                                   | 10,00          |
| 6) Entretien, réparations.                                                                                                                                |                |
| Estimons cette quote-part à 10 F                                                                                                                          | 10,00          |
| 7) Divers.                                                                                                                                                |                |
| Estimés à 6,50 F                                                                                                                                          | 6,50           |
| Total                                                                                                                                                     | <u>71,00 F</u> |

Le prix de revient du traitement d'une tonne sera voisin de 71 F, amortissements compris.

Voici le poids des différentes machines : granulateur Carton  $220 \times 220$  environ 1.200 kg, moteur Lister 10 CV près de 500 kg.

Notons que le granulateur Denver  $8'' \times 10''$  (poids voisin de 950 kg) peut être fourni avec un bâti démontable en deux parties, ce qui facilite son transport.

En remplaçant le sluice par un Pan American Placer jig  $26'' \times 26''$ , à deux cellules, l'unité coûtera près de 293.000 F. Le prix de revient du traitement d'une tonne s'établit alors à environ 83 F, amortissements compris.

A Kobokobo, une unité de 2 t/h, constituée par un granulateur Carton et un pan rotatif de 1,70 m de diamètre sert au traitement des pegmatites à columbo-tantalite.

### 332. CONCENTRATEUR-TYPE POUR GISEMENTS D'IMPORTANCE MOYENNE (5 t/h).

Lorsque l'exploitant se trouve en présence d'un gisement d'importance moyenne ou insuffisamment connu, le choix du concentrateur présente certaines difficultés.

Le traitement d'un gisement d'importance moyenne à l'aide des petites unités mobiles, précédemment décrites, conduirait très probablement à des pertes trop importantes. Cependant, les réserves de minerai ne permettent pas l'installation d'un concentrateur perfectionné et coûteux.

De même, dans le cas d'un gisement insuffisamment connu <sup>(1)</sup>, mais où les travaux d'évaluation entrepris permettent d'espérer un certain tonnage de minerai à teneur suffisante, on est obligé de s'adresser à un concentrateur assez simple pour que son installation comporte le minimum de risques. Ce concentrateur sera

(1) Souvent, pour diverses raisons, l'exploitation du gisement doit commencer avant que l'évaluation normale puisse être terminée.



constitué par des machines d'application générale pour le traitement de la plupart des gisements, que ce soit à minerais de cassitérite, de wolframite ou de columbite. De plus, toute l'installation sera assez rustique pour que les dépenses irrécupérables provenant de la construction du bâtiment (excavations, terrassements, travaux de maçonnerie etc.) et du placement des machines soient le plus bas possible.

Nous avons donc établi un type d'usine relativement simple et peu coûteux, d'une capacité horaire voisine de 5 t, une capacité plus faible conduisant à un prix de revient du traitement prohibitif, dont le flow sheet (*fig. 5*) peut-être caractérisé comme suit :

- 1) Concassage à — 8 mm en deux étages ;
- 2) Récupération de la grosse wolframite par sluicing, déjà après le premier étage de concassage, suivie de la récupération de la wolframite libérée par le concassage secondaire, à l'aide d'un bac à piston ;
- 3) Finissage de la wolframite, après classement en 6 catégories granulométriques, par triage à la main, à l'aide de pulsator jigs (<sup>1</sup>), d'une table à secousses et de tables basculantes à caoutchouc rillé.

Voici quelques remarques concernant ce flow sheet et les machines choisies :

Le concassage à — 10 ou à — 8 mm peut être envisagé pour la plupart des gisements de la M. G. L. Un concassage plus fin compliquerait l'installation, serait sensiblement plus coûteux et se justifie moins souvent.

(<sup>1</sup>) Les pulsator jigs ont l'inconvénient de consommer une grande quantité d'eau. Quelquefois, on est obligé de s'adresser aux jigs d'un autre type.

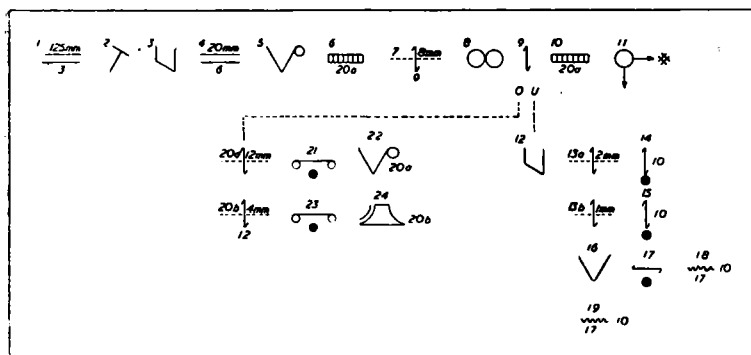


FIG. 5. — Flow sheet d'un concentrateur pour le traitement de minerais de wolframite, columbo-tantalite et cassitérite, d'une capacité de 5 t/h.

1. Grizzly 125 mm.
2. Concassage à la masse.
3. Trémie 100 t.
4. Grizzly 20 mm.
5. Granulateur Carton 220 × 430 (18 CV).
6. Sluice 2,00 × 0,20 m.
7. Tamis vibrant Aero-Vibe 3' × 6' (2 CV).
8. Broyeur à rouleaux H. M. S. 420 × 420 (11 CV).
9. Bac à piston 1,0 m<sup>2</sup> (4 comp.) (4 CV).
10. Sluice 9,00 × 0,40 m.
11. Échantillonneuse automatique.
12. Trémie 5 t.
13. Tamis vibrant Aero-Vibe 2' × 4' (2 CV).
14. Pan American pulsator jig 12" × 12" (2 cell.).
15. Pan American pulsator jig 12" × 12" (2 cell.).
16. Spitzkasten 1 m<sup>2</sup>.
17. Table Wilfley n° 20 (3 CV).
18. Table à caoutchouc rifflé (2,00 × 1,00 m).
19. Table à caoutchouc rifflé (2,00 × 1,00 m).
20. Tamis vibrant Aero-Vibe 2' × 4' (2 CV).
21. Triage à la main.
22. Granulateur Denver 5" × 6" (5 CV).
23. Triage à la main.
24. Concasseur « giratoire » Carton (3 CV).

Pour récolter la wolframite libérée déjà après un concassage à — 25 mm environ et pour éviter son surbroyage, nous avons placé un simple sluice avant le concasseur à rouleaux. On pourrait remplacer ce sluice par un bac à piston à deux compartiments, mais ceci augmenterait le coût de l'usine de 70.000 F environ. D'autre part,

TABLEAU X. — Prix de revient du concentrateur de 5 t/h

| N°<br>Flow sheet | Désignation du matériel                                   | Poids brut<br>en t | Puissance<br>moteurs<br>en CV | Prix<br>machines<br>(*) | Prix<br>moteurs<br>(*) | Prix<br>revient<br>global |
|------------------|-----------------------------------------------------------|--------------------|-------------------------------|-------------------------|------------------------|---------------------------|
| 1                | Grizzly 125 mm                                            | ---                | —                             | 5.000                   | —                      | 5.000                     |
| 3                | Trémie 100 t                                              | —                  | —                             | 30.000                  | —                      | 30.000                    |
| 4                | Grizzly 20 mm                                             | 0,1                | —                             | 3.000                   | —                      | 3.000                     |
| 5                | Granulateur Carton 220 × 430                              | 2,5                | 18                            | 205.000                 | 25.000                 | 230.000                   |
| 6                | Sluice                                                    | —                  | —                             | 1.000                   | —                      | 1.000                     |
| 7                | Tamis vibrant Aero-Vibe 3' × 6' (**)                      | 1,0                | 2                             | 40.000                  | 5.000                  | 45.000                    |
| 8                | Broyeur à rouleaux H.M.S. 420 × 420                       | 2,5                | 11                            | 182.000                 | 18.000                 | 200.000                   |
| 9                | Bac à piston 1,0 m <sup>2</sup> (4 comp.)                 | 1,5                | 4                             | 106.000                 | 8.000                  | 114.000                   |
| 10               | Sluice                                                    | —                  | —                             | 1.000                   | —                      | 1.000                     |
| 11               | Echantillonneuse automatique                              | 0,2                | —                             | 7.000                   | —                      | 7.000                     |
| 12               | Trémie 5 t                                                | 0,2                | —                             | 7.000                   | —                      | 7.000                     |
| 13-20            | Tamis vibrant Aero-Vibe 2' × 4' (deux)                    | 1,6                | 4                             | 70.000                  | 10.000                 | 80.000                    |
| 14-15            | Pan American pulsator jig 12'' × 12''<br>(2 cell.) (deux) | 0,4                | —                             | 78.000                  | —                      | 78.000                    |
| 16               | Spitzkasten 1m <sup>2</sup>                               | 0,2                | —                             | 3.000                   | —                      | 3.000                     |
| 17               | Table Wilfley N° 20                                       | 1,0                | 3                             | 102.000                 | —                      | 102.000                   |
| 18-19            | Table à CTC rifflé (quatre)                               | 0,2                | —                             | 10.000                  | —                      | 10.000                    |
| 22               | Granulateur Denver 5'' × 6''                              | 0,3                | 5                             | 38.000                  | 10.000                 | 48.000                    |
| 23               | Concasseur « giratoire » Carton                           | 0,3                | 3                             | 67.000                  | 7.000                  | 74.000                    |
| —                | Tuyauteries, vannes                                       | —                  | —                             | 30.000                  | —                      | 30.000                    |
| —                | Total matériel non installé                               | 12,0               | 50                            | 985.000                 | 83.000                 | 1.068.000                 |
| —                | Groupe électrogène 32 kW                                  | —                  | —                             | 165.000                 | —                      | 165.000                   |
| —                | Bâtiment (excavations, murs soutènement, toiture)         | —                  | —                             | —                       | —                      | 240.000                   |
| —                | Installation machines M.O.I.                              | —                  | —                             | —                       | —                      | 15.000                    |
| —                | Surveillance M.O.E.                                       | —                  | —                             | —                       | —                      | 55.000                    |
| —                | Divers et imprévus 10%                                    | —                  | —                             | —                       | —                      | 154.000                   |
| —                | Total concentrateur                                       | —                  | —                             | —                       | —                      | 1.697.000 F               |

(\*) Il s'agit de prix de revient des machines rendues Afrique.

(\*\*) Seul le mécanisme est commandé chez ce constructeur.

lorsque la proportion de grosse wolframite est faible, le sluice peut être supprimé.

Le bac à piston a été choisi pour diverses raisons : en premier lieu, c'est un appareil très robuste et d'un entretien facile ; de plus, la construction de ces appareils étant assez simple, nous les fabriquons nous-mêmes dans nos ateliers mécaniques de Kamituga, suivant nos besoins. Comme le concentrateur-type de 5 t/h constitue une installation fixe, le poids et l'encombrement relativement importants des bacs à piston, par rapport, par exemple, aux Pan American placer jigs, interviennent peu.

Ces bacs à piston peuvent être réglés pour produire une forte succion. En travaillant avec une décharge inférieure continue, il est possible de soutirer pratiquement toutes les fines de l'alimentation de ces appareils. Ceci est très important, car, comme le bac à piston traite un produit non classé, son rendement de récupération doit être assez médiocre pour les catégories — 2 mm. En travaillant avec une forte succion, le bac à piston fonctionne en quelque sorte comme classeur et on constate, effectivement, que ses tailings ne contiennent pratiquement pas de matières fines <sup>(1)</sup> qui peuvent alors être traitées par des appareils appropriés.

Les bacs à piston possèdent quatre compartiments d'une superficie totale de 1,06 m<sup>2</sup>. Pour obtenir une forte pulsation dans le premier compartiment et des pulsations de plus en plus faibles dans les compartiments suivants, tout en employant la même course des pistons, nous avons muni ces compartiments d'une surface de plus en plus grande :

|                              |            |                            |
|------------------------------|------------|----------------------------|
| 1 <sup>er</sup> Compartiment | 60 × 37 cm | = 0,222 m <sup>2</sup>     |
| 2 <sup>me</sup>              | » 60 × 42  | = 0,252                    |
| 3 <sup>me</sup>              | » 60 × 47  | = 0,282                    |
| 4 <sup>me</sup>              | » 60 × 52  | = 0,312                    |
| Total                        |            | <hr/> 1,068 m <sup>2</sup> |

(1) Voir p. 105.

Le nombre de pulsations est voisin de 180 par minute. Les deux premiers compartiments sont munis de treillis de 2 mm, les deux derniers de treillis de 4 mm.

Comme il résulte du tableau X, le concentrateur-type de 5 t/h revient à 1.697.000 F, y compris le groupe électrogène. Nous obtenons donc 339.000 F par t/h, en nous basant sur une capacité horaire de 5 t.

La puissance installée est de 50 CV. La puissance consommée est voisine de 25 CVh.

Nous calculons le prix de revient du traitement comme suit, en nous basant sur le travail à deux postes de 8 heures et une capacité horaire de 5 t :

1) Main-d'œuvre européenne.

50 % de l'unité M. O. E. par jour, soit

$$0,50 \times 1.100/80 = 6,90 \text{ F.}$$

2) Main-d'œuvre indigène.

$$15 \text{ travailleurs par poste, soit } 15 \times 2 \times 35/80 = 13,10 \text{ F.}$$

3) Frais généraux.

$$20\% \text{ des dépenses M. O. E. + M. O. I.} = 4,00 \text{ F.}$$

4) Amortissements.

Amortissons toute l'usine (sans le groupe) en 10.000 heures de marche, soit sur 50.000 t de minerai. Nous obtenons alors 30,60 F/t pour l'amortissement.

5) Force motrice.

La force motrice sera fournie par un moteur Lister 38/4 actionnant un alternateur de 40 KVA.

La puissance nécessaire pour les diverses machines sera voisine de 21 CVh. L'alternateur devra fournir  $21/0,85 = 25 \text{ CV}$ . La consommation horaire sera de  $25 \times 0,25 = 6,3$  litres de mazout. La dépense par heure de marche sera de  $6,3 \times 6 = 38 \text{ F}$ .

Au total, nous obtenons le prix de revient suivant pour une heure de marche du groupe :

|                                 |                |
|---------------------------------|----------------|
| Mazout                          | 38,00 F        |
| Huile                           | 2,00           |
| Entretien et pièces de rechange | 15,00          |
| M. O. I.                        | 5,00           |
| Total                           | <u>60,00 F</u> |

Le prix de revient d'un CVh sera de  $60/30 = 2,00 \text{ F}$  sans amortissements. En amortissant le groupe en 10.000 heures, nous obtenons 16,50 F

pour l'amortissement. On obtient donc 76,50 F par heure de marche et 3,06 F pour le prix de revient d'un CVh.

La quote-part de la force motrice est alors de 15,30 F à la tonne traitée.

6) Outillage, matériel, matières.

Nous pouvons nous baser sur une consommation d'une mâchoire fixe pour 800 t et sur celle d'une mâchoire mobile pour 1.600 t de minerai <sup>(1)</sup>. Ceci représente une dépense voisine de 7 F à la tonne traitée.

Une paire d'enveloppes pour le broyeur à rouleaux suffit pour environ 10.000 t de minerai. Nous obtenons alors pour cette dépense un chiffre voisin de 1,60 F/t.

Comptons encore 2,40 F pour les divers. Au total, cette quote-part s'élèvera à 11 F/t environ.

7) Déplacements, transports.

Ce poste est estimé à 5 F/t.

8) Entretien, réparations.

Nous estimons cette quote-part à 5 F/t.

9) Raffinage concentrés, analyses.

Comme le concentrateur n'est pas pourvu d'une section de finissage, les concentrés doivent être envoyés dans une centrale d'épuration. Nous comptons environ 10 F/t pour cette quote-part.

10) Divers.

Pour l'ensemble des frais divers (services techniques, entretien camps et routes, etc...), nous pouvons nous baser sur un chiffre voisin de 4 F/t.

En résumé, nous avons :

|                                          |                 |
|------------------------------------------|-----------------|
| M. O. E.                                 | 6,90 F          |
| M. O. I.                                 | 13,10           |
| Frais généraux                           | 4,00            |
| Amortissements                           | 30,60           |
| Force motrice (y compris amortissements) | 15,30           |
| Outillage, matériel, matières            | 11,00           |
| Déplacements, transports                 | 5,00            |
| Entretien, réparations                   | 5,00            |
| Raffinages concentrés, analyses          | 10,00           |
| Divers                                   | 4,10            |
| Total                                    | <u>105,00 F</u> |

Le prix de revient du traitement d'une tonne sera de 105 F, amortissements compris qui interviennent pour 33,90 F.

<sup>(1)</sup> Ces chiffres ont été observés en pratique avec un minerai contenant une proportion importante de quartz. Il faut, cependant, se garder de les généraliser, car ils dépendent principalement de la nature du minerai. Ainsi, dans le cas de pegmatites altérées, la consommation en mâchoires sera sensiblement plus faible.

### 333. DESCRIPTION DES CONCENTRATEURS DU CONGO BELGE ET DU RUANDA-URUNDI.

#### 3331. *Usine de Mokama.*

L'usine de Mokama de COBELMIN traite un quartz wolframifère contenant également de la cassitérite (4 parties de wolframite pour une partie de cassitérite).

Après concassage à — 10 mm à l'aide d'un concasseur Carton 450 × 600 et d'un broyeur à rouleaux Carton 700 × 300, la wolframite libérée est simplement récupérée par sluicing.

COBELMIN possède encore une deuxième unité de concassage, d'un flow sheet semblable à celui de l'usine de Mokama, à Mususa. Cette usine traite un minerai mixte cassitérite-wolframite (à 25% de wolframite).

#### 3332. *Usine de Bugarama.*

L'usine de concentration de Bugarama, d'une capacité horaire de 5 t traite les produits suivants :

- a) Les quartz wolframifères riches trouvés aux chantiers qui représentent environ 2% du tonnage ;
- b) Le concentré du ground sluicing (5% du tonnage) ;
- c) Les concentrés récoltés dans trois sluices placés en aval du ground sluicing (clean up tous les deux jours). Ces concentrés représentent la majeure partie (93 %) du minerai qui alimente le concentrateur.

Comme il résulte du flow sheet (*fig. 6*) de cette usine, le minerai est broyé à — 4 mm. La ferbécrite libérée est récupérée à l'aide de jigs et de tables à secousses.

Les concentrés du premier compartiment du Denver jig sont nettoyés à l'aide d'un tambour magnétique Dings, à aimant permanent, actionné par un moteur de 0,5 CV. Ceci permet d'éliminer des déchets de fer, de

la magnétite et un certain pourcentage d'ilménite. Tous les concentrés sont finalement épurés dans un séparateur magnétique Rapid O. G. à 3 disques avec courroie de 25 cm. Le rapport de concentration obtenu est de 30 — 40 : 1.

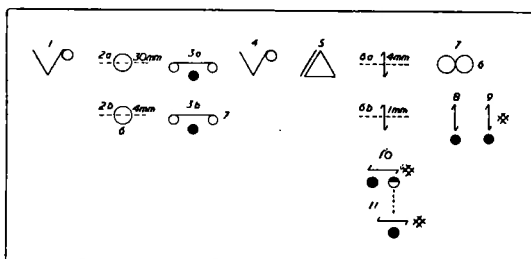


FIG. 6. — *Flow sheet du concentrateur de Bugarama.*

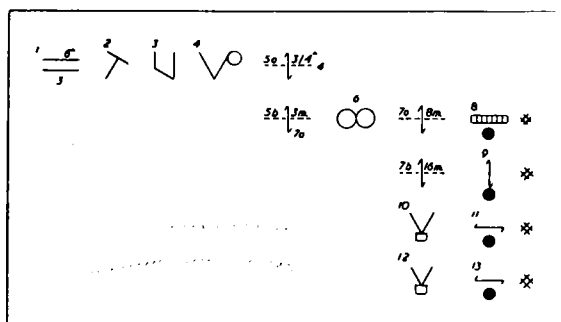
1. Granulateur Parker 9" × 16" (10 CV).
2. Trommel 1,85 × 0,50 m et 0,90 × 0,70 m.
3. Triage à la main.
4. Concasseur Broadbent (7 CV).
5. Concasseur à cône Symons 2' St. (30 CV).
6. Tamis vibrant Denver-Dillon 3' × 6' (3 CV).
7. Broyeur à rouleaux Allis-Chalmers 9" × 9" (4 CV).
8. Denver Duplex jig 16" × 24" (1,5 CV).
9. Denver Duplex jig 12" × 18" (1,5 CV).
10. Table à secousses Holman (deux) (4 CV).
11. Table à secousses Holman (2 CV).

### 3333. *Usine de Kasowe.*

L'usine de Kasowe de COBELMIN traite les refus des sluices de l'exploitation éluvionnaire constitués par des quartz wolframifères. La *fig. 7* montre le flow sheet employé. Le minerai est concassé à environ — 3/8". La puissance est fournie par une loco de 65 CV. La capacité de l'usine est voisine de 5 t/h.

La wolframite récoltée est épurée à l'aide d'un séparateur magnétique Rapidity.



FIG. 7. — *Flow sheet du concentrateur de Kasowe.*

1. Grizzly 6".
2. Concassage à la masse.
3. Trémie 40 m<sup>3</sup>.
4. Granulateur Carton A. L. C. 550.
5. Tamis vibrant Vibrogir 500 × 900.
6. Concasseur à rouleaux Carton 550 × 750.
7. Tamis vibrant Vibrogir 900 × 1600.
8. Bac à piston.
9. Pan American Placer jig 12" × 12" à deux cellules (deux).
10. Hydroclasseur Dorr.
11. Table Wilfley N° 20 (sand deck).
12. Hydroclasseur Dorr.
13. Table Wilfley n° 20 (slime deck).

### 3334. *Usine de Gombo.*

L'usine de Gombo de la M. G. L. traite une zone filonienne de quartz à wolframite. Les minerais accompagnateurs sont la cassitérite, la tourmaline, la monazite, le mica, la bismuthite, très peu de sulfures, représentés sous forme de pyrite, de mispickel et de scaurotide, et des oxydes de fer.

Le gisement de Gombo a été découvert en 1951. Quoique ces extensions ne fussent guère connues, il a été décidé d'établir un concentrateur très simple en vue de l'exploitation de ce filon, pour pouvoir encore profiter du prix élevé de la wolframite. Et, en fait, l'usine de Gombo, qui avait commencé à travailler en août 1953, était d'abord constituée simplement par un concasseur

giratoire Arbed, actionné par un moteur Ruston, et un bac à piston, de fabrication locale, actionné par un moteur Lister. Le minerai, concassé à la masse au chantier même, était amené à l'aide de wagonnets dans une trémie de 60 t précédée d'un grizzly horizontal avec des barreaux espacés de 9 cm. Le traitement des concentrés du bac à piston se faisait comme dans les halls de jiggage ordinaires. La wolframite brute était finalement expédiée à la centrale d'épuration de Kamituga.

Rapidement, on devait se rendre compte que les tables à fines ne pouvaient que difficilement suivre la grande quantité de fines récoltées par le bac à piston. Il fallait donc compléter l'usine par un tamis vibrant, un jig et une table à secousses. De plus, un seul bac à piston, d'une capacité horaire voisine de 5 t/h, n'était pas suffisant pour traiter le tonnage accepté par le concasseur Arbed. Il était donc nécessaire d'installer un second bac à piston.

Ces différentes machines ont été montées dans la période novembre 1953-février 1954. De plus, le concassage au chantier a été allégé, provisoirement, par l'installation d'un granulateur Carton 220 × 220 en attendant le montage de la section de concassage primaire qui a pu être réalisé seulement fin 1954.

Nous voyons donc que, depuis sa mise en marche, l'usine de Gombo n'a cessé d'être complétée en vue de l'augmentation de sa capacité et de l'amélioration du rendement de récupération. A première vue, cette évaluation, qui probablement n'est pas encore arrivée à sa fin, peut paraître assez étonnante. Elle s'explique, cependant, dans le cas particulier de Gombo, d'une part, par l'incertitude la plus complète quant au tonnage du minerai disponible, et, d'autre part, par l'instabilité du marché du wolfram et les faibles teneurs du gisement. A aucun moment, il n'était possible de prévoir, avec quelque certitude, l'avenir de l'exploitation de

Gombo. Il était donc nécessaire de tenir les risques au niveau le plus bas et d'avancer très prudemment, par petites étapes. Nous pensons que cette politique est bonne et qu'elle permet d'éviter, en cas d'échec, des pertes importantes.

Le flow sheet actuel de l'usine de Gombo est très simple. Il peut être caractérisé comme suit (voir *fig. 8*) :

- 1) Concassage en deux étages à environ — 30 mm ;
- 2) Récupération de la wolframite, sans classement préalable, dans des bacs à piston ;
- 3) Concentration des fines, récoltées dans les bacs à piston, dans un jig et sur une table à secousses, suivie de tables basculantes à coutchouc rifflé, après classement en deux catégories granulométriques ;
- 4) Concentration des gros, par triage à la main, après classement en deux catégories granulométriques ;
- 5) Expédition des concentrés à la centrale d'épuration de Kamituga, en vue de leur finissage.

Les rejets du triage à la main, ainsi que les barrés sont broyés à — 4 mm dans un petit concasseur Carton du type « moulin à café ». Cette machine traite également les poches de wolframite rencontrées dans le filon qui, par conséquent, passent directement à la section de finissage.

La puissance installée est de 88,5 CV. Elle est fournie par un moteur Ruston 7XAR de 40 CV, qui attaque directement le concasseur Arbed, et par un moteur Lister 38/4 de 38 CV qui actionne un alternateur de 32 kW. D'après la consommation de mazout, qui est de 0,5 l/t le traitement d'une tonne de minerai demande seulement 2,0 CVh.

Nous avons pu réaliser l'usine de Gombo avec un minimum de frais : elle est revenue à environ 2.500.000 F.



|                                           |             |
|-------------------------------------------|-------------|
| Main-d'œuvre européenne                   | 1,86 F      |
| Main-d'œuvre indigène                     | 4,71        |
| Frais généraux (20 % M. O. E. + M. O. I.) | 1,31        |
| Outils, matériel, matières                | 6,00        |
| Entretien, réparations                    | 3,50        |
| Raffinage concentrés, analyses            | 4,57        |
| Déplacements, transports                  | 1,72        |
| Divers                                    | <u>2,33</u> |
| Total                                     | 26,00       |

Notons que le mazout intervient pour 2,60 F dans la quote-part outillage, matériel, matières.

Les dépenses dues aux amortissements dépendent du taux admis. En nous basant sur un amortissement industriel en 5 ans, nous obtenons  $2.500.000 / 60 = 41.600$  F par mois, ce qui nous donne 8,32 F à la tonne traitée.

Pour vérifier le fonctionnement de l'usine de Gombo, nous étudions tous les mois un échantillon massif (de préférence d'un poids voisin d'une tonne) des tailings de l'usine prélevés à l'aide de l'échantillonneuse automatique.

Examinons, par exemple, les résultats obtenus pour les tailings d'août 1954. En premier lieu, le tableau XI donne le détail de l'étude de l'échantillon, sans concassage supplémentaire.

Voici d'abord quelques observations concernant les concentrés récoltés :

Fraction — 50 + 25 : 4 morceaux de quartz avec de petites quantités de wolframite. Ces morceaux pourraient difficilement être récoltés par un bac à piston.

Fraction — 25 + 10 : 17 morceaux de wolframite barrée.

Fraction — 10 + 5,5 : 5 morceaux de wolframite plus 5 morceaux de wolframite barrée.

Fraction — 5,5 : wolframite non barrée avec des impuretés constituées principalement par des oxydes de fer, de la tourmaline, de la monazite etc.

TABLEAU XI

Tailings (août 1954) de l'Usine de Gombo

| Catégorie    | Poids<br>en % | Traitement | Répartition<br>FeWO <sub>4</sub><br>en % <sup>(1)</sup> | Teneur<br>en FeWO <sub>4</sub><br>en kg/t |
|--------------|---------------|------------|---------------------------------------------------------|-------------------------------------------|
| — 50 + 25 mm | 6,1           | T          | 26,0                                                    | 1,250                                     |
| — 25 + 10    | 46,8          | T          | 32,8                                                    | 0,208                                     |
| — 10 + 5,5   | 12,3          | P + T      | 4,7                                                     | 0,114                                     |
| — 5,5 + 4    | 5,6           | P          | 5,8                                                     | 0,308                                     |
| — 4 + 2      | 8,0           | P          | 7,6                                                     | 0,283                                     |
| — 2 + 1      | 2,7           | P          | 2,8                                                     | 0,320                                     |
| — 1 + 30 m.  | 2,2           | P          | 4,4                                                     | 0,590                                     |
| — 30 + 50 m. | 9,5           | P          | 8,3                                                     | 0,260                                     |
| — 50 m.      | 6,8           | P          | 7,6                                                     | 0,333                                     |
| Total        | 100,0         | —          | 100,0                                                   | 0,297                                     |

T : triage à la main.

P : pannage.

Les tailings de l'usine de Gombo contiennent donc près de 0,3 kg/t de wolframite récupérable sans concassage supplémentaire. Mais, en réalité, le mot « récupérable » n'est pas bien choisi ; en effet, presque 60% de la wolframite perdue se trouvent sous forme de barrés dans les fractions + 10 mm et sont pratiquement irrécupérables par gravité (sans concassage supplémentaire). Seul le triage à la main (au laboratoire) a permis de récupérer ces morceaux barrés. Par contre, il y a beaucoup de chances que la majeure partie de la wolframite contenue dans ces barrés pourrait être récoltée par gravité après concassage à — 10 mm.

En vue de l'étude de l'influence du degré de comminution, l'échantillon a été concassé successivement à

<sup>(1)</sup> Les teneurs en wolframite sont calculées en divisant la teneur en WO<sub>3</sub>, donnée par l'analyse chimique, par 0,765 ce qui correspond à FeWO<sub>4</sub>. En réalité, la formule de la wolframite est (Fe,Mn)WO<sub>4</sub>, mais comme les poids atomiques de Fe et de Mn sont très voisins, nous écrivons partout FeWO<sub>4</sub>, pour des raisons de simplification.

— 25, — 10, — 5,5, — 4, — 2 et — 1 mm. Chaque fois, la wolframite récupérable a été recherchée par panning.

Les résultats obtenus, qui figurent dans le tableau XII, indiquent qu'un concassage à au moins — 10 mm devrait être envisagé. Ce concassage libérerait  $590 - 297 = 293$  g de wolframite à la tonne de minerai. Toutefois, nous avons vu que 60% de la wolframite contenue dans les tailings, sans concassage supplémentaire, pourront être récoltés également par le concassage à — 10 mm. Par mesure de précaution, réduisons ce chiffre de 50%. La quantité de wolframite récupérable *en plus*, après concassage à — 10 mm, serait égale à  $293 + 0,50 \times 297 = 441$  g à la tonne traitée.

TABLEAU XII

## Tailings de l'Usine de Gombo

## Influence du degré de comminution sur la récupération

| Concassage | Teneur récupérable en kg/t | $\Delta$ en % | $\Delta'$ en % |
|------------|----------------------------|---------------|----------------|
| sans       | 0,297                      | 0             | 0              |
| — 25       | 0,324                      | 9             | 9              |
| — 10       | 0,590                      | 99            | 82             |
| — 5,5      | 0,700                      | 136           | 19             |
| — 4        | 0,725                      | 144           | 4              |
| — 2        | 0,748                      | 152           | 3              |
| — 1        | 0,765                      | 158           | 2              |

$\Delta$  : Augmentation de la teneur récupérable par rapport à la teneur obtenue sans concassage.

$\Delta'$  : Augmentation partielle de la teneur récupérable.

Nous avons évalué les frais supplémentaires provenant du concassage à — 10 mm à environ 10 F, amortissements compris. Il apparaît donc que dans le cas de l'usine de Gombo, ce concassage peut être envisagé, et une section de concassage tertiaire sera montée d'ici peu.

Le rendement de récupération est voisin de 80 % en wolframite récupérable sans concassage supplémentaire (en réalité, le rendement est plus élevé, parce qu'une partie de la wolframite récupérée dans les tailings s'y trouve sous forme de barrés).

Nous pensons qu'il est intéressant de donner encore les résultats de l'étude des tailings des bacs à piston prélevés pendant la journée du 8 août 1954 (voir tableau XIII).

TABLEAU XIII

Tailings des bacs à piston de l'Usine de Gombo.

| Catégorie  | Poids<br>en % | Traitement | Répartition<br>$\text{FeWO}_4$<br>en % | Teneur<br>en $\text{FeWO}_4$<br>en kg/t |
|------------|---------------|------------|----------------------------------------|-----------------------------------------|
| + 50 mm    | 0,0           | —          | —                                      | —                                       |
| — 50 + 25  | 47,6          | T          | 76,6                                   | 0,364                                   |
| — 25 + 10  | 43,1          | T          | 0,0                                    | 0,000                                   |
| — 10 + 5,5 | 6,3           | P          | 4,9                                    | 0,179                                   |
| — 5,5 + 4  | 1,2           | P          | 7,8                                    | 1,410                                   |
| — 4 + 2    | 0,7           | P          | 3,6                                    | 1,120                                   |
| — 2 + 1    | 0,5           | P          | 4,9                                    | 2,260                                   |
| — 1        | 0,6           | P          | 2,2                                    | 0,804                                   |
| Total      | 100,0         | —          | 100,0                                  | 0,226                                   |

Nous constatons que les tailings des bacs à piston ne contiennent que 3% des produits passant au tamis de 5,5 mm. Ces appareils éliminent donc pratiquement la totalité des fines dans la décharge inférieure.

Nous avons trouvé un barré contenant environ 90% de wolframite dans la fraction — 50 + 25 mm. La présence de ce morceau peut être accidentelle, mais elle indique, néanmoins que, pour une raison ou une autre, des pertes même en wolframite grosse peuvent se produire. Il est donc de bonne politique d'avoir un sluice de garde derrière les bacs à piston qui récolterait la wolframite grosse perdue accidentellement.



Notons que les trois quarts de la wolframite perdue proviennent de la fraction — 50 + 25 mm. Par contre, les catégories granulométriques — 5,5 mm, tout en ne représentant que quelques pourcents du poids total, possèdent des teneurs élevées en wolframite. Ceci montre bien que le bac à piston est peu approprié au traitement du minerai non classé, à moins de soutirer pratiquement toutes les fines par la décharge inférieure, comme nous le faisons.

#### 334. AVANT-PROJET POUR UN CONCENTRATEUR D'UNE CAPACITÉ DE 15 t/h.

Nous avons établi un flow sheet pour un concentrateur perfectionné destiné au traitement de pegmatites dures à columbo-tantalite et à cassitérite contenant un pourcentage relativement élevé de mica.

Le flow sheet (*fig. 9*) adopté est caractérisé comme suit :

- 1) Concassage à — 8 mm en 3 étages ;
- 2) Récupération des mixtes libérés par jiggage, après classement en trois catégories granulométriques ;
- 3) Broyage à — 2 mm dans un broyeur à barres, en circuit fermé ;
- 4) Classement en sept catégories granulométriques, à l'aide d'un hydro-classificateur à quatre compartiments et de deux hydrocyclones ;
- 5) Récupération des mixtes moyens ( + 1 mm) dans des jigs antisuccion, des mixtes fins ( — 1 + 30 mesh) sur table Wilfley, des mixtes très fins ( — 30 + 150 mesh) dans des spirales Humphreys et des mixtes ultra-fins ( — 150 mesh) sur des tables basculantes du type Buckman ;
- 6) Finissage des concentrés après broyage à — 2 mm

dans un broyeur à barres, avec renvoi des tailings du finissage dans le circuit principal <sup>(1)</sup>.

Ce flow sheet tient compte d'une proportion importante de mica dans le minerai ce qui oblige, d'une part, de concasser en circuit ouvert et, d'autre part, de s'adresser à des hydroclassificateurs, à l'exclusion de tamis vibrants, dès qu'on dépasse 4 mm. Le tamisage, d'ailleurs, doit être fait à sec.

Pour un concassage à — 8 mm, en partant des morceaux de 500 mm, le rapport de réduction sera de  $500/8 = 62$ . En travaillant en circuit ouvert, nous pouvons obtenir ce rapport de réduction en trois étages, soit :

|                                                |       |
|------------------------------------------------|-------|
| Concasseur primaire (Blake) :                  | 5 : 1 |
| Concasseur secondaire (Symons St.) :           | 4 : 1 |
| Concasseur tertiaire (Symons S. H.) :          | 3 : 1 |
| Ceci nous donne : $5 \times 4 \times 3 = 60$ . |       |

Nous avons réuni, dans le tableau XIV, tous les éléments nécessaires pour calculer le prix de revient de l'usine conformément au flow sheet adopté.

Notons que nous nous sommes basés sur 7.500 F pour les frais de transport d'une tonne d'Anvers (ou de New-York) jusqu'à l'emplacement choisi pour le concentrateur et que nous avons admis 5 % pour les frais de douane.

Voici quelques commentaires concernant les chiffres admis pour les divers postes :

#### *Bâtiment.*

La superficie du bâtiment peut être estimée, très approximativement, à 2.000 m<sup>2</sup>. Dans ce cas, les dépenses suivantes peuvent être prévues :

|                                                   |           |
|---------------------------------------------------|-----------|
| Toiture, fermes et piliers à 300 F/m <sup>2</sup> | 600.000 F |
| Sol cimenté à 200 F/m <sup>2</sup>                | 400.000 F |

<sup>(1)</sup> Au cas où les tailings de la section de finissage contiennent encore des barrés, ils doivent être renvoyés en tête du broyeur à barres. Un hydrocyclone servira alors pour éliminer l'eau en excès contenue dans les tailings du finissage.

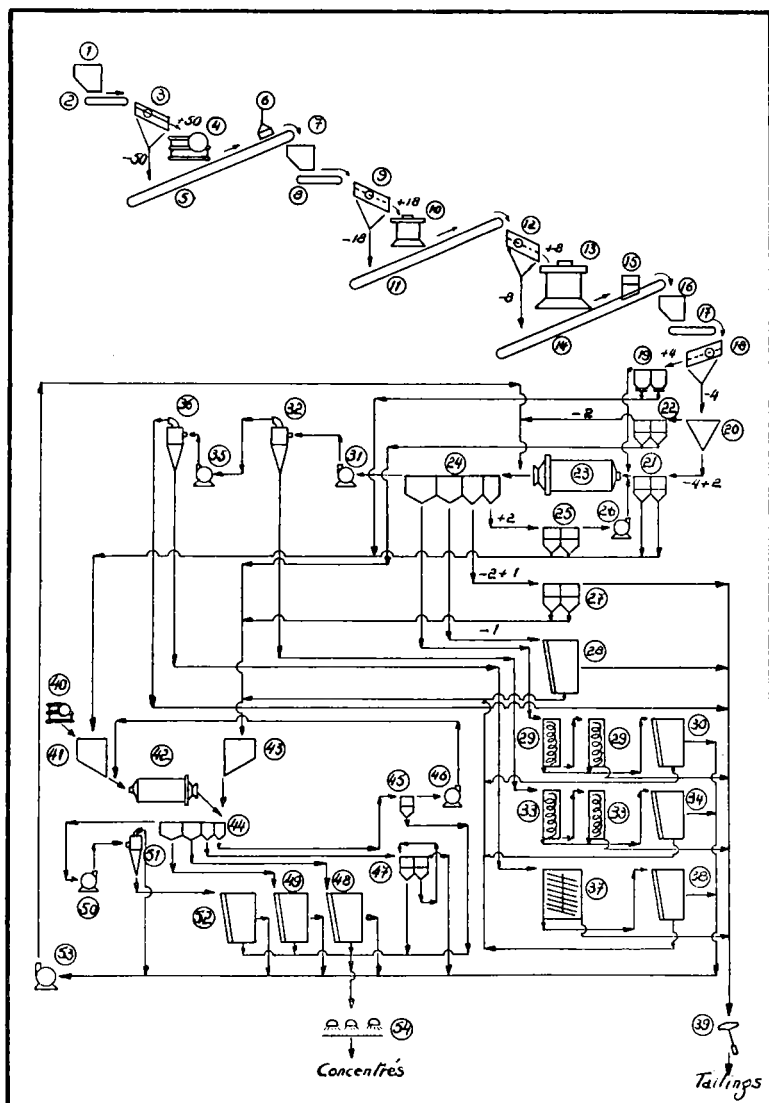


FIG. 9. — Flow sheet pour une laverie d'une capacité de 15 t/h destinée au traitement d'un minerai mixte à columbo-tantalite et à cassitérite.

1. Trémie 500 t.
2. Alimentateur à palettes 42" × 10' (5 CV).
3. Grizzly vibrant 42" × 5' (7,5 CV).
4. Concasseur primaire 400 × 650 (50 CV).
5. Transporteur à courroie 14" × 65' (3 CV).
6. Aimant permanent.

7. Trémie 250 t.
8. Alimentateur à courroie 36" × 10' (2 CV).
9. Tamis vibrant 3' × 8' (3 CV).
10. Concasseur à cône 2' (30 CV).
11. Transporteur à courroie 14" × 65' (3 CV).
12. Tamis vibrant 3' × 8' (3 CV).
13. Concasseur à cône 3' (60 CV).
14. Transporteur à courroie 14" × 65' (3 CV).
15. Balance Merrick S.
16. Trémie 250 t.
17. Alimentateur à courroie 36" × 10' (2 CV).
18. Tamis vibrant 4' × 8' (3 CV).
19. Jig à diaphragme 26" × 26" (2 cell.) (2 CV).
20. Cône de Callow.
21. Jig antisuccion 16" × 24" (2 cell.) (1,5 CV).
22. Jig antisuccion 16" × 24" (2 cell.) (1,5 CV).
23. Broyeur à barres 1650 × 3500 (100 CV).
24. Classificateur hydraulique (4 comp.).
25. Jig antisuccion 16" × 24" (2 cell.) (1,5 CV).
26. Pompe à gravier 3" (3 CV).
27. Jig antisuccion 16" × 24" (2 cell.) (1,5 CV).
28. Table à secousses (trois) (3 CV).
29. Spirale Humphreys (six).
30. Table à secousses (3 CV).
31. Pompe à gravier 3" (3 CV).
32. Hydrocyclone 350 mm.
33. Spirale Humphreys (deux).
34. Table à secousses (3 CV).
35. Pompe à gravier 3" (5 CV).
36. Hydrocyclone 350 mm.
37. Table Buckman (deux) (1 CV).
38. Table à secousses (3 CV).
39. Échantillonneuse automatique.
40. Granulateur 5" × 6" (5 CV).
41. Trémie 10 t.
42. Broyeur à barres 30" × 36" (7,5 CV).
43. Trémie 10 t.
44. Classificateur hydraulique 4" × 4" (4 compart.).
45. Jig antisuccion 8" × 12" (0,5 CV).
46. Pompe à gravier 2" (2 CV).
47. Jig antisuccion 8" × 12" (2 cell.) (1 CV).
48. Table à secousses (3 CV).
49. Table à secousses (3 CV).
50. Pompe à gravier 2" (3 CV).
51. Hydrocyclone 200 mm.
52. Table à secousses (3 CV).
53. Pompe à gravier 5" (7,5 CV).
54. Séchoir à rayons infrarouges (1,5 CV).

TABLEAU XIV  
Calcul du prix de revient du concentrateur de 15 t/h

| N°<br>Flow<br>sheet | Désignation                                       | Force motrice en CV |          | Prix<br>machines | Prix<br>moteurs | Frais<br>emballage,<br>transport,<br>douane | Prix<br>revient<br>global | Observations    |
|---------------------|---------------------------------------------------|---------------------|----------|------------------|-----------------|---------------------------------------------|---------------------------|-----------------|
|                     |                                                   | inst.               | absorbée |                  |                 |                                             |                           |                 |
| 1                   | Trémie 500 t                                      | —                   | —        | 300.000          | —               | —                                           | 300.000                   | Estimation      |
| 2                   | Denver Apron Feeder 42" × 10'                     | 5,1                 | 3        | 263.000          | —               | 124.000                                     | 387.000                   | F.O.B. Denver   |
| 3                   | Symons vibratory Bar Grizzly<br>42" × 5'          | 3,3                 | 5        | 190.000          | 15.000          | 86.000                                      | 291.000                   |                 |
| 4                   | Concasseur H.M.S. 400 × 650                       | 15,0                | 30       | 605.000          | 100.000         | 149.000                                     | 854.000                   | Prix 1949 + 10% |
| 5                   | Transporteur à courroie Denver<br>14" × 65'       | 0,8                 | 2        | 72.000           | —               | 27.000                                      | 99.000                    | F.O.B. Denver   |
| 6                   | Aimant permanent (largeur 28")                    | 0,2                 | —        | 13.000           | —               | 4.000                                       | 17.000                    | F.O.B. Denver   |
| 7                   | Trémie 250 t                                      | —                   | —        | 200.000          | —               | —                                           | 200.000                   | Estimation      |
| 8                   | Denver Adj. Stroke Feeder 36" × 10'               | 1,0                 | 1        | 75.000           | —               | 30.000                                      | 105.000                   | F.O.B. Denver   |
| 9                   | Tamis vibrant Allis-Chalmers Ripl<br>Flow 3' × 8' | (0,5)               | 1,5      | 88.000           | 5.000           | 18.000                                      | 111.000                   |                 |
| 10                  | Concasseur Symons 2' St.                          | 4,5                 | 20       | 370.000          | 60.000          | 67.000                                      | 497.000                   | Prix 1951 + 10% |
| 11                  | Transporteur à courroie Denver<br>14" × 65'       | 0,8                 | 2        | 72.000           | —               | 27.000                                      | 99.000                    | F.O.B. Denver   |
| 12                  | Tamis vibrant Allis-Chalmers Low<br>Head 4' × 8'  | (1,2)               | 2        | 128.000          | 5.000           | 17.000                                      | 150.000                   |                 |
| 13                  | Concasseur Symons 3' S.H.                         | 10,0                | 40       | 675.000          | 120.000         | 118.000                                     | 913.000                   | Prix 1951 + 10% |
| 14                  | Transporteur à courroie Denver<br>14" × 65'       | 0,8                 | 2        | 72.000           | —               | 27.000                                      | 99.000                    | F.O.B. Denver   |
| 15                  | Balance Merrick S                                 | 1,0                 | —        | 148.000          | —               | 32.000                                      | 180.000                   | Estimation      |
| 16                  | Trémie 250 t                                      | —                   | —        | 200.000          | —               | —                                           | 200.000                   |                 |

| N°<br>Flow<br>sheet | Désignation                                       | Poids<br>brut<br>en t | Forme motrice en CV |          | Prix<br>machines | Prix<br>moteurs | Frais<br>emballage,<br>transport,<br>douane | Prix<br>revient<br>global | Observations  |
|---------------------|---------------------------------------------------|-----------------------|---------------------|----------|------------------|-----------------|---------------------------------------------|---------------------------|---------------|
|                     |                                                   |                       | inst.               | absorbée |                  |                 |                                             |                           |               |
| 17                  | Denver Adj. Stroke Belt Feeder<br>36" x 10'       | 1,0                   | 2                   | 1        | 75.000           | —               | 30.000                                      | 105.000                   | F.O.B. Denver |
| 18                  | Tamis vibrant Allis-Chalmers Low<br>Head 4' x 8'  | (1,2)                 | 3                   | 2        | 128.000          | 5.000           | 17.000                                      | 150.000                   |               |
| 19                  | Pan American Placer jig 26" x 26"<br>(2 cellules) | 1,6                   | 2                   | 1,5      | 73.000           | —               | 17.000                                      | 90.000                    |               |
| 20                  | Cône de Callow (fabr. locale)                     | —                     | —                   | —        | 10.000           | —               | —                                           | 10.000                    |               |
| 21                  | Denver Duplex jig 16" x 24"                       | 1,1                   | 1,5                 | 1        | 78.000           | —               | 31.000                                      | 109.000                   | F.O.B. Denver |
| 22                  | Denver Duplex jig 16" x 24"                       | 1,1                   | 1,5                 | 1        | 78.000           | —               | 31.000                                      | 109.000                   | F.O.B. Denver |
| 23                  | Broyeur à barres Arbed 1650 x 3500                | 21,7                  | 100                 | 60       | 952.000          | 200.000         | 148.000                                     | 1.300.000                 |               |
| 24                  | Dorco Hydrosizer                                  | (1)                   | —                   | —        | 200.000          | —               | 19.000                                      | 219.000                   | Estimation    |
| 25                  | Denver Duplex jig 16" x 24"                       | 1,1                   | 1,5                 | 1        | 78.000           | —               | 31.000                                      | 109.000                   | F.O.B. Denver |
| 26                  | Pompe SRL 3" x 3"                                 | 0,4                   | 3                   | 1,6      | 52.000           | —               | 16.000                                      | 68.000                    | F.O.B. Denver |
| 27                  | Denver Duplex jig 16" x 24"                       | 1,1                   | 1,5                 | 1        | 78.000           | —               | 31.000                                      | 109.000                   | F.O.B. Denver |
| 28                  | Table Wilfley N° 20 (trois)                       | 3,0                   | 9                   | 4,5      | 255.000          | —               | 63.000                                      | 318.000                   |               |
| 29                  | Spirale Humphreys (six)                           | 2,4                   | —                   | —        | 204.000          | —               | 31.000                                      | 235.000                   |               |
| 30                  | Table Wilfley N° 20                               | 1,0                   | 3                   | 1,5      | 85.000           | —               | 21.000                                      | 106.000                   |               |
| 31                  | Pompe SRL 3" x 3"                                 | 0,4                   | 3                   | 1,5      | 52.000           | —               | 16.000                                      | 68.000                    | F.O.B. Denver |
| 32                  | Dorr-Clone C. 708                                 | (0,3)                 | —                   | —        | 50.000           | —               | 6.000                                       | 56.000                    |               |
| 33                  | Spirale Humphreys (deux)                          | 0,8                   | —                   | —        | 68.000           | —               | 10.000                                      | 78.000                    |               |
| 34                  | Table Wilfley N° 20                               | 1,0                   | 3                   | 1,5      | 85.000           | —               | 21.000                                      | 106.000                   |               |
| 35                  | Pompe SRL 3" x 3"                                 | 0,4                   | 5                   | 3        | 55.000           | —               | 18.000                                      | 73.000                    | F.O.B. Denver |
| 36                  | Dorr-Clone C. 708                                 | (0,3)                 | —                   | —        | 50.000           | —               | 6.000                                       | 56.000                    |               |
| 37                  | Denver-Buckman concentr. (deux)                   | 3,8                   | 1                   | 0,5      | 390.000          | —               | 136.000                                     | 526.000                   | F.O.B. Denver |
| 38                  | Table Wilfley N° 20                               | 1,0                   | 3                   | 1,5      | 85.000           | —               | 31.000                                      | 106.000                   |               |



Admettons, pour les excavations, 200.000 F et estimons les fondations à 150 m<sup>3</sup> à 4.000 F, soit 600.000 F. Enfin, comptons 200.000 F pour les murs de soutènement et les travaux divers. Nous estimons donc le bâtiment à 2.000.000 F.

#### *Installation des machines.*

Pour évaluer les dépenses dues à l'installation des machines, on peut se baser sur leur poids brut. Dans le cas du montage des machines en brousse, loin des ateliers mécaniques, il faut compter environ 4 F au kg, soit  $103.000 \times 4 = 412.000$  F.

#### *Matériel de transmission, etc.*

Les dépenses dues au matériel de transmission, poulies, courroies etc. sont estimées à 3% du prix total, départ usine, des machines avec moteurs (après déduction des trémies). Nous obtenons  $(7.895.000 + 553.000 - 700.000) \times 0,03 = 232.000$  F.

#### *Tuyauteries, vannes etc.*

Les dépenses dues à l'installation des tuyauteries, y compris le réservoir à eau en tête de l'usine, sont estimées à 5% du prix total des machines :  $7.745.000 \times 0,05 = 388.000$  F.

#### *Équipement électrique.*

Ce poste comprend tout l'équipement électrique (à l'exclusion des moteurs) : câbles, interrupteurs, tableaux, etc. Il peut être estimé à 4% du prix total des machines avec moteurs : 310.000 F. Toutefois, les prix des moteurs, qui figurent dans le tableau XIV, comprennent déjà les accessoires. Par conséquent, nous réduisons ce poste à 220.000 F environ.



*Outillage spécial.*

L'outillage spécial nécessaire au montage des machines est estimé à 2% du total, soit  $7.745.000 \times 0,02 = 155.000$  F.

*Frais généraux* : 12,5% du total.

*Imprévus* : 10% du total, y compris les frais généraux.

Comme il résulte du tableau XIV, l'usine reviendra à environ 16.800.000 F.

Pour terminer, nous avons calculé le prix de revient du traitement, en nous basant sur un tonnage de 360 t / jour :

*M. O. E.* : 1,5 unités par jour à 1.100 F, soit 4,58 F/t.

*M. O. I.* : Estimée à 30 TR à 35 F par équipe, soit 8,75 F/t.

*Frais généraux* : 20% de  $4,58 + 8,75$  F, soit 2,66 F/t.

*Amortissements* : Nous supposons que l'usine doit être amortie en cinq ans, soit  $16.800.000 / 60 = 280.000$  F par mois, ce qui nous donne 31,20 F/t.

*Force motrice* : Admettons que le concassage primaire (postes 2 à 5) travaille pendant 12 heures, le concassage secondaire et tertiaire (postes 8 à 15) pendant 18 heures et le concentrateur proprement dit pendant 24 heures. Nous obtenons alors :

|                                                          |                |
|----------------------------------------------------------|----------------|
| Concassage primaire $12 \times 38$ CV =                  | 456 CVh        |
| Concassage secondaire et tertiaire $18 \times 68,5$ CV = | 1180           |
| Concentrateur $24 \times 109,0$ CV =                     | 2620           |
| Séparateur magnétique $8 \times 7,7$ CV =                | 61             |
| Total                                                    | <hr/> 4317 CVh |

Nous obtenons 12,0 CVh à la tonne traitée. Ce chiffre nous paraît trop élevé et nous pensons qu'en pratique il ne sera pas atteint.

Il faut encore tenir compte du séchoir qui prendra  $8 \times 50 \times 250 = 100$  kW par jour.

En toute première approximation, on peut évaluer le coût de la centrale hydroélectrique avec deux alternateurs de 600 kW, avec le barrage, la ligne haute tension et les transformateurs à 20.000.000 F. Nous obtenons alors, pour l'amortissement en cinq ans,  $20.000.000 / 540.000$  environ 37 F à la tonne de minerai (pour l'extraction et le traitement).

En comptant 1 kW à 0,50 F, pour tenir compte des frais divers (électricien, M. O. I. entretien, réparations, etc.), il en résulte la dépense suivante pour l'usine :

$4.317 \times 0,735 = 3.170 \text{ kW}$  à  $0,50 \text{ F} = 1.585 \text{ F}$ , soit  $4,40 \text{ F/t}$ .

$100 \text{ kW}$  à  $0,50 \text{ F} = 50 \text{ F}$ , soit  $0,42 \text{ F/t}$ .

Nous obtenons donc, au total, y compris 50% de l'amortissement de la centrale hydroélectrique <sup>(1)</sup> :  $18,50 + 4,40 + 0,42 = 23,32 \text{ F/t}$ .

*Outillage, matières, matériel.*

Les frais provenant de l'usure des mâchoires des concasseurs sont estimés à  $2 \text{ F/t}$ . En supposant que l'usure des barres sera de l'ordre de  $0,5 \text{ kg/t}$ , on obtient environ  $6,50 \text{ F/t}$  pour cette quote-part.

Les dépenses dues aux treillis sont évaluées à  $1 \text{ F/t}$ . Comptons encore pour les divers  $6,50 \text{ F/t}$ . Au total, nous obtenons  $16,00 \text{ F/t}$ .

*Entretien, réparations.*

Cette quote-part est évaluée à  $6 \text{ F/t}$ .

*Divers.*

Les diverses dépenses dues aux déplacements et aux transports, aux frais d'analyse, à l'entretien du camp et de la route etc. peuvent être estimées à environ  $4 \text{ F/t}$ .

Au total, nous obtenons pour les frais du traitement d'une tonne de minerai :

|                                        |         |
|----------------------------------------|---------|
| M. O. E.                               | 4,58 F  |
| M. O. I.                               | 8,75    |
| Frais généraux                         | 2,66    |
| Force motrice                          | 4,82    |
| Outillage, matières, matériel          | 16,00   |
| Entretien, réparations                 | 6,00    |
| Divers                                 | 4,40    |
| Amortissement usine                    | 31,20   |
| Amortissement centrale hydroélectrique | 18,50   |
| Total                                  | 97,00 F |

Le prix de revient du traitement d'une tonne de minerai sera de  $97,00 \text{ F}$ , amortissements compris, qui interviennent pour  $49,70 \text{ F}$ .

<sup>(1)</sup> En supposant que l'autre moitié est amortie sur l'extraction du minerai.

## 4. RAFFINAGE DES CONCENTRÉS.

### 41. Généralités.

Les concentrés de wolframite ou de ferbélite et de columbo-tantalite obtenus par gravité sont généralement souillés par des proportions plus ou moins grandes d'autres minerais de valeur ou d'impuretés et doivent subir un raffinage pour devenir des produits marchands.

Avant de discuter les procédés employés pour l'épuration des concentrés, indiquons d'abord la composition des concentrés vendables.

Le tableau XV donne les spécifications pour les minerais de wolfram.

Les columbo-tantalites sont actuellement (1954) vendues aux États-Unis conformément aux spécifications de la D. M. P. A. <sup>(1)</sup> qui figurent au tableau XVI.

A titre d'information, nous donnons également les spécifications du contrat DMS 212 qui déterminent l'achat des columbo-tantalites par la SOCIÉTÉ GÉNÉRALE DES MINERAIS. Notons que les spécifications DMS 212 étaient quelquefois difficiles à remplir, certains lots montrant une teneur en  $Ta_2O_5$  inférieure à 40%, avec un rapport  $Nb_2O_5/Ta_2O_5$ , inférieur à 1. Dans ce cas, il fallait mélanger ces lots avec d'autres lots qui correspondaient aux spécifications DMS 212.

L'épuration des concentrés bruts comporte généralement les opérations suivantes :

- 1) Concassage et broyage à — 2 ou 3 mm ;
- 2) Classement en plusieurs catégories granulométriques ;
- 3) Élimination des impuretés légères par jiggage et par tablage ;

\* <sup>(1)</sup> *Defense Materials Procurement Agency.*

4) Séparation des concentrés de wolframite, de ferbérîte et des concentrés de columbo-tantalite à l'aide d'un séparateur électro-magnétique.

Suivant la nature, la proportion et la répartition granulométrique des impuretés présentes, le schéma général du traitement peut être plus ou moins simplifié.

C'est ainsi que, dans le cas de certains gisements de columbo-tantalite de la M. G. L. Nord, qui ne contiennent ni de la cassitérite, ni de la wolframite comme accompagnateurs, toute la columbo-tantalite + 30 mesh, représentant plus de 90% de la production, peut être épurée par des moyens très simples, directement dans les groupements.

Les concentrés bruts provenant des clean up aux chantiers et contenant comme impuretés principales des oxydes de fer, de la tourmaline, de l'ilménite et des sables blancs sont traités comme suit :

1) Classement en 5 catégories granulométriques en travaillant avec un classeur muni de treillis de 4, 2, 1 et 0,5 mm (environ 30 mesh) ;

2) La grosse columbo-tantalite (fraction + 4 mm) est recherchée par triage à la main ;

3) Les fractions — 4 + 2, — 2 + 1 et — 1 + 0,5 mm sont traitées séparément au joplin jig. Quelques impuretés restées dans les concentrés sont enlevées à la main ou par vannage ;

4) Les impuretés légères sont éliminées, dans la fraction — 0,5 mm, à l'aide d'un Willoughby. Le concentré obtenu contenant par exemple 33% de columbite et 60% d'ilménite, dans le cas d'Elota, est finalement envoyé à la centrale d'épuration de Kamituga.

C'est ainsi que les lots de columbo-tantalite de la M. G. L. Nord, épurés simplement par triage et par jiggage, montrent les compositions suivantes (voir aussi tableau IV) :

|                                | Elota     | Etembo    |
|--------------------------------|-----------|-----------|
| Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | 33 à 51 % | 28 à 36 % |
| Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | 25 à 39   | 39 à 47   |
| FeO                            | 15 à 19   | 10 à 13   |
| MnO                            | 2 à 3     | 6 à 8     |
| TiO <sub>2</sub>               | 1 à 7     | 1 à 4     |
| SnO <sub>2</sub>               | 0,1 à 0,3 | 0,5 à 1,5 |

TABLEAU XV

## Spécifications pour les minerais de wolfram

| Constituants<br>en %    | Contrat<br>améri-<br>cain D<br>MS 250 | U. S. A.<br>( <sup>2</sup> ) | D. M. P. A. ( <sup>3</sup> ) |                |                |                                 | Scheelite<br>artifi-<br>cielle ( <sup>4</sup> ) |
|-------------------------|---------------------------------------|------------------------------|------------------------------|----------------|----------------|---------------------------------|-------------------------------------------------|
|                         | Wolfra-<br>mite ( <sup>1</sup> )      | Wolfra-<br>mite              | Wolfra-<br>mite              | Ferbé-<br>rite | Hubné-<br>rite | Schee-<br>lite ( <sup>2</sup> ) |                                                 |
| WO <sub>3</sub> minimum | 65,00                                 | 65,00                        | 65,00                        | 60,00          | 60,00          | 60,00                           | 60,00                                           |
| Sn maximum              | 1,50                                  | 1,50                         | 1,50                         | 0,20           | 0,25           | 0,10                            | 0,05                                            |
| Cu »                    | 0,10                                  | 0,03                         | 0,05                         | 0,10           | 0,10           | 0,05                            | 0,05                                            |
| As »                    | 0,20                                  | 0,25                         | 0,25                         | 0,15           | 0,10           | 0,10                            | 0,05                                            |
| Sb »                    | 0,05                                  | 0,50                         | 0,10                         | 0,10           | 0,10           | 0,10                            | 0,05                                            |
| Bi »                    | 0,50                                  | 0,50                         |                              |                |                |                                 | 0,25                                            |
| Mo »                    | 0,05                                  | 0,40                         | 0,46                         | 0,40           | 0,40           | 0,40                            | 0,25                                            |
| P »                     | 0,05                                  | 0,03                         | 0,05                         | 0,07           | 0,05           | 0,05                            | 0,05                                            |
| S »                     | 0,50                                  | 0,50                         | 0,50                         | 0,50           | 0,50           | 0,50                            | 0,40                                            |
| Pb »                    | 0,20                                  | 0,10                         | 0,20                         | 0,20           | 0,20           | 0,10                            | 0,10                                            |
| Zn »                    | 0,10                                  |                              | 0,10                         | 0,10           | 0,10           | 0,10                            | 0,10                                            |
| Ca »                    | 0,20                                  |                              |                              |                |                |                                 |                                                 |
| Mn »                    |                                       |                              |                              | 1,00           |                | 1,00                            | 0,25                                            |

Normalement, la teneur en TiO<sub>2</sub> ne dépasse pas 1 à 2%. Une teneur plus élevée indique la présence d'ilménite qu'il est difficile d'éliminer complètement.

Toutefois, un traitement aussi simple ne peut pas être envisagé, quand le gisement contient des mixtes cassi-

(<sup>1</sup>) Par wolframite, on entend un minerai contenant de 80 % FeWO<sub>4</sub> + 20 % MnWO<sub>4</sub> jusqu'à 80 % MnWO<sub>4</sub> + 20 % FeWO<sub>4</sub>.

(<sup>2</sup>) Spécifications habituelles en U. S. A., d'après F. B. MICHELL, *The Practice of Mineral Dressing* (London, 1950, p. 257).

(<sup>3</sup>) D'après *Mining World*, 7, n° 1, p. 38, 1954.

(<sup>4</sup>) D'après *Deco Trefoil*, septembre-octobre 1953, p. 8. La proportion de matières — 35 mesh ne doit pas être supérieure à 10 %. Pour cela, la scheelite artificielle doit, généralement, être agglomérée.

térite-columbite ou cassitérite-wolframite. Dans ce cas, l'épuration doit être basée sur le fait que tous les minerais de wolfram, à l'exception de la scheelite, et les columbo-tantalites possèdent des propriétés faiblement magnétiques.

TABLEAU XVI

Spécifications de la D. M. P. A. pour les minerais de niobium et de tantale

| Constituants en %                                                       | Classe a<br>Columbite <sup>(1)</sup> | Classe b<br>Tantalite | Classe c<br>Columbo-tantalite |
|-------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------|-----------------------|-------------------------------|
| Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> minimum                                  |                                      | 25 <sup>(3)</sup>     | 25 <sup>(4)</sup>             |
| Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> minimum                                  |                                      |                       | 20                            |
| maximum                                                                 |                                      | 20                    |                               |
| Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> + Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> minimum | 35 <sup>(2)</sup>                    |                       |                               |
| TiO <sub>2</sub> maximum                                                | 8                                    | 4                     | 4                             |
| SnO <sub>2</sub> maximum                                                | 8                                    | 4                     | 4                             |
| FeO maximum                                                             | 25                                   |                       |                               |
| MnO maximum                                                             | 13                                   |                       |                               |

Le traitement au séparateur électro-magnétique doit être précédé d'un broyage à — 2 ou à — 3 mm. Si les concentrés à épurer contiennent de gros morceaux, il faut, au préalable, les concasser dans un petit granulateur à environ 10-15 mm. Le broyage à — 2 mm peut être effectué soit dans deux concasseurs à rouleaux placés en série, soit dans un broyeur à barres. Pour éviter la formation d'un pourcentage excessif de fines, ces appareils doivent travailler en circuit fermé avec un tamis vibrant. De plus, la charge circulante sera élevée. Nous préférons nous servir d'un broyeur à barres pour les raisons suivantes : rapport de réduction élevé, peu

<sup>(1)</sup> Le rapport Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>/Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ne doit pas être inférieur à 1.

<sup>(2)</sup> Minimum porté à 55 %, d'après les spécifications du contrat D M S 212.

<sup>(3)</sup> Maximum porté à 50 %, la somme des pentoxydes doit être au minimum 70 % et la somme TiO<sub>2</sub> + SnO<sub>2</sub> ne peut dépasser 6 % (DMS 212).

<sup>(4)</sup> Minimum porté à 40 %, la somme des pentoxydes doit être au minimum 70 % et la somme TiO<sub>2</sub> + SnO<sub>2</sub> ne peut dépasser 6 % (DMS 212).

d'ennuis mécaniques, travail à l'eau (pas de formation de poussières).

Le classement sera effectué à l'aide de tamis vibrants ou d'hydro-classeurs. Le nombre de fractions dépendra de la nature des impuretés présentes. Plus la séparation de ces impuretés est difficile, plus le nombre de fractions sera élevé. Généralement, nous nous contentons de quatre classes granulométriques : + 1 mm, — 1 + 30 mesh, — 30 + 50 mesh et — 50 mesh.

L'élimination des impuretés légères se fait à l'aide d'un jig, pour la fraction + 1 mm, tandis que les fractions — 1 mm sont épurées sur table à secousses.

A priori, on pourrait être tenté d'éviter ce broyage pour les morceaux + 4 mm et de faire la séparation par triage à la main. Malgré que ce procédé nous avait donné des résultats franchement mauvais, il y a déjà quelques années à Kamituga, nous avons voulu nous rendre compte, récemment, si le triage à la main pouvait donner une séparation acceptable, dans les conditions de la M. G. L. Centre. Voici les résultats des essais effectués avec les catégories + 4 mesh <sup>(1)</sup> :

a. *Mixtes à wolframite de Tusisi.*

Fraction wolframite : 3,000 kg à 3,3 % cassitérite ;

Fraction cassitérite : 15,100 kg à 5,3 % wolframite.

b. *Mixtes à wolframite de Tusisi.*

Fraction wolframite : 3,050 kg à 5,0 % cassitérite ;

Fraction cassitérite : 18,000 kg à 4,7 % wolframite.

c. *Mixtes à columbite de Tshamaka.*

Columbite : 2,140 kg à 30,5 % cassitérite ;

Cassitérite : 41,00 kg à 2,5 % columbite.

Il résulte de ces chiffres que l'idée du handpicking des mixtes + 4 mesh doit être abandonnée <sup>(2)</sup> et qu'il est nécessaire de broyer ces fractions à — 2 mm pour pouvoir les passer au séparateur électromagnétique.

<sup>(1)</sup> Détermination sur plaque de zinc.

<sup>(2)</sup> H. COSTE (Le Wolfram et le Tantale au Congo belge, Centenaire de l'A. I. Lg., Congrès 1947, Section Coloniale, Liège, p. 393) indique encore que le « *picking* » est fait sur les gros morceaux.

Dans certains cas, on pourrait s'adresser à la séparation électrostatique pour l'épuration des minerais de wolfram et de niobium-tantale. Jusqu'à maintenant ce procédé n'a pas trouvé d'application au traitement de ces minerais au Congo belge. Rappelons qu'il pourrait convenir pour les séparations suivantes <sup>(1)</sup> :

Scheelite-cassitérite ;  
Ferbérite ou wolframite-monazite ;  
Ferbérite ou wolframite-xénotime ;  
Columbo-tantalite-monazite ;  
Columbo-tantalite-xénotime.

Disons encore que, quelquefois, les minerais de wolfram contiennent un pourcentage élevé d'impuretés nuisibles comme pyrite, mispickel et minerais de Mo, Bi, Cu, Pb et Zn. Tous ces minerais doivent être éliminés par flottation, après broyage, ou de préférence, par flottation sur table, procédé qui demande un broyage peu poussé <sup>(2)</sup>.

Enfin, certains concentrés de wolfram doivent subir un traitement chimique pour devenir marchands. Ce procédé comporte généralement les opérations suivantes :

- 1) Traitement acide pour éliminer les métaux ferreux ;
- 2) Fusion alcaline avec formation de  $\text{Na}_2\text{WO}_4$  ;
- 3) Élimination des impuretés insolubles dans la solution aqueuse ;
- 4) Précipitation de la scheelite artificielle  $\text{CaWO}_4$  par un sel de calcium (voir tableau XV pour les spécifications de la scheelite artificielle).

Avant de passer à la description de quelques centrales d'épuration fonctionnant au Congo belge, rappelons

<sup>(1)</sup> Voir p. ex. H. B. JOHNSON, *Applied Electrostatic Separation (Deco Trefoil*, avril 1943, pp. 5 à 12).

<sup>(2)</sup> Voir F. B. MICHELL, *loc. cit.*, pp. 258, 259, 284 pour la séparation des impuretés dans les minerais de wolfram.



qu'il existe toujours la possibilité d'expédier les mixtes à la SOCIÉTÉ GÉNÉRALE MÉTALLURGIQUE DE HOBOKEN, au lieu de les traiter en Afrique, au séparateur magnétique. Cependant, cette solution possède plusieurs inconvénients. En premier lieu, dans le cas des mixtes cassitérite-columbite, Hoboken accepte seulement de restituer la columbite, lorsque la teneur en pentoxydes des mixtes dépasse 1,4%. De plus, les mixtes peuvent contenir certains minerais qui, pour le moment, ne présentent aucun intérêt, mais qui peuvent prendre une grande valeur dans l'avenir. Rappelons à ce propos le cas de la columbite qui était considérée comme impureté, avant la dernière guerre. Enfin, le traitement au séparateur magnétique permet, généralement, d'enlever un certain pourcentage d'impuretés lourdes, qui peuvent difficilement être éliminées par gravité, et pour lesquelles on paie inutilement des frais de transport et des droits de sorties.

Notons que la présence d'un laboratoire, comme c'est le cas par exemple à Kailo et à Kamituga, ne semble pas indispensable pour le contrôle du travail de la centrale d'épuration. Lorsqu'il s'agit de mixtes à cassitérite, l'extraction complète de la columbite ou de la wolframite et la production d'un produit marchand à faible pourcentage en cassitérite peuvent très facilement être suivies sur plaque de zinc. De plus, on se servira de la méthode par enduit de VANDER HERREWEGEN pour déterminer les pourcentages de columbo-tantalite ou de wolframite, dans les fractions supérieures à 0,5 mm. Ces déterminations peuvent être faites par des laborants indigènes et on peut connaître les divers pourcentages avec une précision assez grande. Cependant, en dessous de 0,5 mm, la méthode par enduit est difficilement applicable. Néanmoins, il est souvent possible de se rendre qualitativement compte de la nature des concentrés ou des impuretés et de faire même une estimation des

teneurs en s'adressant au binoculaire. Il est, cependant, nécessaire de prélever généralement un échantillon dans la fraction — 0,5 mm en vue d'une analyse chimique dans un laboratoire.

## 42. Description de quelques centrales d'épuration.

### 421. CENTRALE D'ÉPURATION DE BUTEMBO.

A la suite de la découverte très récente de gisements à mixtes columbite-wolframite à la M. G. L. Nord, il a été décidé de construire une centrale d'épuration à Butembo qui traitera les concentrés suivants :

- 1) Totalité des mixtes provenant de Ndessa, Ngawe et d'Étaëtu ;
- 2) Les fractions — 4 mm des gisements à columbo-tantalite pure (Etembo, Elota, Teturi).

Le flow sheet de la centrale d'épuration de Butembo sera caractérisé comme suit (voir *fig. 10*).

- 1) Broyage à — 2 mm en deux étages ;
- 2) Classement en 4 catégories granulométriques ;
- 3) Traitement des diverses catégories à l'aide d'un jig, d'une table à secousses et des tables à caoutchouc rifflé ;
- 4) Séparation de la wolframite et de la columbo-tantalite à l'aide d'un séparateur magnétique.

Le broyage à — 2 mm sera effectué dans un petit broyeur à barres, travaillant en circuit fermé, pour éviter la formation d'un pourcentage important de fines.

Les tailings du jig (fraction — 2 + 1 mm) seront broyés à — 1 mm pour détruire quelques barrés.

Les concentrés seront finalement traités dans un séparateur à bandes croisées Humboldt K. 240.

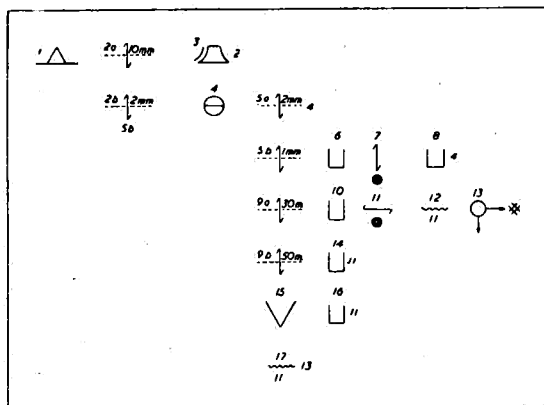


FIG. 10. — Flow sheet de la centrale d'épuration de Butembo.

1. Stockage.
2. Tamis vibrant Kimman 54 × 100 cm (0,5 CV).
3. Concasseur « giratoire » Carton (3 CV).
4. Broyeur à barres Denver 16" × 32" (5 CV).
5. Tamis vibrant Aero-Vibe 2' × 4' (2 CV).
6. Stockage.
7. Pan American pulsator jig 12" × 12" (2 cellules).
8. Stockage.
9. Tamis vibrant Aero-Vibe 2' × 4' (2 CV).
10. Stockage.
11. Table Holman Standard (2 CV).
12. Table basculante à C. T. C. rifflé (deux).
13. Échantillonneuse automatique.
14. Stockage.
15. Spitzkasten 2 m³.
16. Stockage.
17. Table basculante à C. T. C. rifflé (deux).

#### 422. CENTRALE D'ÉPURATION DE KABUNGA.

La centrale d'épuration de Kabunga (M. G. L.), actuellement en construction, traitera la totalité de la production de cassitérite et de mixtes — 8 mesh ainsi que les mixtes cassitérite-columbo-tantalite et cassitérite-wolframite dans les catégories + 8 mesh. Voici le flow sheet de cette centrale (*fig. 11*) :

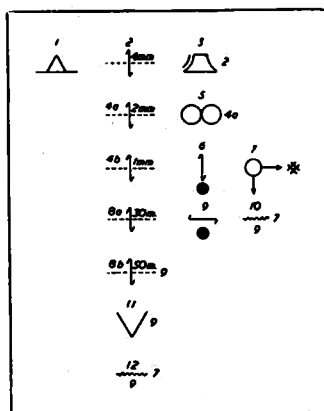


FIG. 11. — Flow sheet de la centrale d'épuration de Kabunga.

1. Stockage.
2. Tamis vibrant Kimman 54 × 100 cm (0,5 CV).
3. Concasseur « giratoire » Carton (3 CV).
4. Tamis vibrant Aero-Vibe 2' × 4' (2 CV).
5. Concasseur à rouleaux Denver 10" × 6" (2 CV).
6. P. A. pulsator jig 12" × 12" (2 cell.).
7. Échantillonneuse automatique.
8. Tamis vibrant Aero-Vibe 2' × 4' (2 CV).
9. Table à secousses Holman Standard (2 CV).
10. Table basculante à C. T. C. riffé (deux).
11. Spitzkasten 2 m².
12. Table basculante à C. T. C. riffé (deux).

Le concassage à — 4 mm environ aura lieu dans un concasseur « giratoire » Carton. Un concasseur à rouleaux Denver servira au broyage à — 2 mm. Après classement en quatre catégories granulométriques, les diverses fractions, à l'exception de l'overflow du spitzkasten, seront stockées en attendant leur traitement. Une seule table à secousses est prévue pour les catégories — 1 + 30 mesh, — 30 + 50 mesh et — 50 mesh.

Un séparateur Humboldt K. 140 a été commandé pour le traitement des mixtes.

Cette centrale d'épuration aura une capacité voisine de 40 t/mois. Comme elle représente le type d'une installation relativement simple, nous croyons utile de

donner les détails de son prix de revient (tableau XVII).

Nous voyons donc que cette centrale relativement simple, dotée d'un séparateur électro-magnétique à une seule bobine, reviendra à environ 1.200.000 F. Si, à la place du séparateur électromagnétique Humboldt, on utilisait un séparateur Rapidity, ce prix de revient se réduirait à près de 1.000.000 F.

TABLEAU XVII

Calcul du prix de revient de la centrale d'épuration  
de Kabunga (M. G. L. Centre)

| N°<br>Flow<br>sheet | Désignation machines                  | Puissance<br>installée<br>en CV | Prix revient<br>Afrique<br>en F |
|---------------------|---------------------------------------|---------------------------------|---------------------------------|
| 2                   | Tamis vibrant Kimman 54 × 100         | 0,5                             | 11.000                          |
| 3                   | Concasseur giratoire Carton           | 3                               | 67.000                          |
| —                   | Moteur pour dito                      | —                               | 7.000                           |
| 4                   | Tamis vibrant Aero-Vibe 2' × 4'       | 2                               | 40.000                          |
| —                   | Moteur pour dito                      | —                               | 5.000                           |
| 5                   | Concasseur à rouleaux Denver 10" × 6" | 2                               | 52.000                          |
| —                   | Moteur pour dito                      | —                               | 5.000                           |
| 6                   | Pan American pulsator Jig 12" × 12"   | —                               | 39.000                          |
| 7                   | Échantillonneuse automatique          | —                               | 8.000                           |
| 8                   | Tamis vibrant Aero-Vibe 2' × 4'       | 2                               | 40.000                          |
| —                   | Moteur pour dito                      | —                               | 5.000                           |
| 9                   | Table Holman Standard                 | 2                               | 79.000                          |
| 10                  | Table à CTC rifflé (deux)             | —                               | 5.000                           |
| 11                  | Spitzkasten 2 m²                      | —                               | 5.000                           |
| 12                  | Table à CTC rifflé (deux)             | —                               | 5.000                           |
| —                   | Séparateur Humboldt K.140             | 3,8                             | 425.000                         |
|                     | Total                                 | 15,3                            | 798.000                         |
|                     | Montage machines                      |                                 | 70.000                          |
|                     | Bâtiment 200 m²                       |                                 | 200.000                         |
|                     | Divers 10%                            |                                 | 107.000                         |
|                     | Total                                 |                                 | 1.175.000                       |

#### 423. CENTRALE D'ÉPURATION DE KAILO (COBELMIN).

Suivant la nature des produits à épurer, on s'adresse à un des trois flow sheet suivants :

a) *Traitement des concentrés d'origine alluvionnaire.*

Ces concentrés (origine : secteurs Kailo et Moga), constitués par de la cassitérite avec l'ilménite comme accompagnateur principal, sont traités conformément au flow sheet suivant :

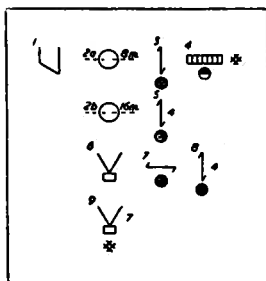


FIG. 12. — Flow sheet de la centrale d'épuration de Kailo pour les concentrés alluvionnaires.

1. Trémie.
2. Trommel (environ  $90 \times 190$  cm).
3. Bac à piston  $40 \times 80$  cm (2 cellules).
4. Sluice.
5. Bac à piston  $40 \times 80$  cm (2 cellules).
6. Hydroclasseur ( $\phi = 520$  mm).
7. Table Wilfley N° 20.
8. P. A. Pulsator Jig  $12' \times 12'$ .
9. Hydroclasseur ( $\phi = 520$  mm).

Après séchage, les concentrés sont traités au séparateur électromagnétique Rico (à deux disques, courroie de 37 cm) qui donne, d'une part, de la cassitérite marchande et, d'autre part, de l'ilménite contenant un peu de wolframite. Il faut effectuer, généralement, deux passages pour obtenir de la cassitérite marchande. La capacité du séparateur Rico est voisine de 300 kg/h pour un seul passage.

b) *Traitement des concentrés d'origine éluvionnaire.*

La composition de ces concentrés est la suivante : cassitérite avec de la wolframite et cassitérite avec des sables noirs et du quartz (origine : secteurs Kailo et Moga).



ration de cette wolframite très fine est effectuée dans deux bacs de décantation.

Le premier hydroclasseur donne un overflow à — 65 mesh environ ; le second un overflow à — 300 mesh.

Généralement, deux à trois passages au séparateur Rapidity suffisent pour produire de la cassitérite pure. Par contre, la wolframite doit encore subir deux passages supplémentaires pour devenir marchande. Suivant le nombre total de repassages, la capacité du séparateur varie de 80 à 160 kg/h.

c) *Traitement des mixtes cassitérite-columbite.*

Les mixtes cassitérite-columbite (origine : secteur Shabunda) possèdent les accompagnateurs suivants : grenats, ilménite, pyrite et monazite. Une partie de la cassitérite est légèrement magnétique, ce qui complique singulièrement le traitement.

Après broyage à — 9 mesh, le concentré est tamisé à sec pour obtenir les fractions suivantes : — 9 + 16, — 16 + 32 et — 32 mesh. Chaque fraction est traitée séparément au Rapidity. Deux à trois passages sont nécessaires pour enlever d'abord tous les constituants magnétiques : columbo-tantalite, grenats, ilménite, monazite et cassitérite magnétique. La cassitérite marchande montre encore des teneurs de 1,3 à 2,0% en pentoxydes, principalement sous forme de pentoxydes inclus dans la cassitérite. La capacité horaire du séparateur magnétique Rapidity (pour un passage) est de 700 kg/h pour la fraction + 16 mesh et de 350 kg/h, pour la fraction — 16 mesh.

En vue du fractionnement de la partie magnétique, on effectue d'abord un classement très serré en cinq catégories granulométriques : — 9 + 16, — 16 + 32, — 32 + 48, — 48 + 65 et — 65 mesh. Chaque fraction est passée au séparateur, dans un faible champ. Le concentré magnétique ( $M_1$ ) contient les grenats, l'ilménite, la monazite (une partie), un peu de columbite et



un peu de cassitérite magnétique. Le non magnétique ( $NM_1$ ) est constitué par la columbite, la cassitérite magnétique et non magnétique et la monazite (une partie).

La fraction  $NM_1$  est repassée plusieurs fois dans le séparateur. On obtient finalement une fraction magnétique ( $M_2$ ) constituée par la columbite et par une partie de la cassitérite magnétique (3 à 4%).

La fraction  $M_1$  est traitée sur table Wilfley pour enlever les grenats et une partie de l'ilménite. Le concentré contenant la cassitérite, la columbite et une partie de l'ilménite est repassé au Rapidity.

La fraction  $NM_2$  subit un traitement analogue pour enlever les impuretés légères. Le concentré obtenu contient de la cassitérite, de la monazite et un peu de columbite. On le retraite au séparateur magnétique pour récupérer la columbite.

Notons que le séparateur Rapidity n'était pas capable d'effectuer d'une façon satisfaisante, la séparation cassitérite-monazite.

L'installation récente du séparateur magnétique Humboldt K. 250 a permis de simplifier le flow sheet précédemment employé. En particulier, le classement supplémentaire en dessous de 32 mesh n'est plus nécessaire. On se contente de produire, à l'aide du Rapidity, de la cassitérite marchande en travaillant immédiatement avec un champ élevé. Les parties magnétiques contenant toutes les impuretés magnétiques, la columbo-tantalite ainsi que la cassitérite légèrement magnétique sont traitées au Humboldt. Trois passages sont nécessaires pour séparer la cassitérite de la columbo-tantalite. Les impuretés magnétiques contiennent encore environ 5% de columbo-tantalite. Elles sont retraitées trimestriellement à l'aide d'un pulsator jig et d'une table Wilfley. Les concentrés obtenus repassent au séparateur Humboldt.

La capacité de la centrale d'épuration de Kailo est d'environ 250 t de produits finis par mois (près de 300 t de produits à épurer). La section de concassage et de tablage travaille pendant un poste ; trois équipes travaillent à la séparation magnétique.

#### 424. CENTRALE D'ÉPURATION DE KALIMA.

La nouvelle centrale d'épuration de Kalima (SYMÉ-TAIN) traite la totalité de la production des groupements, y compris les mixtes cassitérite-wolframite et cassitérite columbite.

Le flow sheet adopté est le suivant :

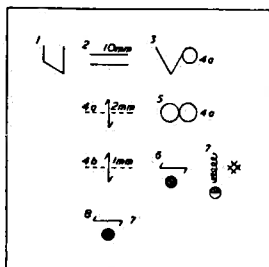


FIG. 14. — Flow sheet de la centrale d'épuration de Kalima.

1. Trémie.
2. Grizzly 10 mm.
3. Granulateur Carton N° 120.
4. Tamis vibrant Vibrogir 80 × 120 cm.
5. Concasseur à rouleaux Carton 400 × 250 mm.
6. Table Plat-O.
7. Table Plat-O.
8. Spirale Humphreys.

Une pompe à gravier envoie le minerai concassé par le granulateur Carton et le concasseur à rouleaux Carton en tête du tamis vibrant Vibrogir.

Les concentrés sont épurés dans deux séparateurs magnétiques à bandes croisées Humboldt.

La capacité de la centrale d'épuration de Kalima est de l'ordre de 500 t de concentrés par mois.

## 425. CENTRALE D'ÉPURATION DE KAMILANGA.

La centrale de Kamilanga (COBELMIN) traite mensuellement environ 35 tonnes de concentrés et fournit près de 25 tonnes de cassitérite et 300 à 400 kg de wolframite (qui proviennent du gisement de Kalulu).

Le flow sheet de la centrale d'épuration de Kamilanga est le suivant :

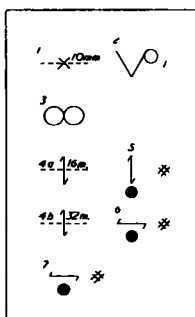


FIG. 15. — *Flow sheet de la centrale de Kamilanga.*

1. Tamis oscillant.
2. Concasseur type Blake.
3. Broyeur à rouleaux Carton.
4. Tamis vibrant.
5. Bac à piston (4 cellules) ou Denver Duplex Jig 16" × 24".
6. Table Wilfley N° 20.
7. Table Wilfley N° 20.

Après séchage, la cassitérite est séparée en deux fractions à l'aide d'un tamis de 8 mesh et traitée dans un séparateur magnétique Rapidity.

La force motrice est fournie par un moteur ABC 2 RQ.

## 426. CENTRALE D'ÉPURATION DE KAMITUGA.

La centrale d'épuration de Kamituga (M. G. L. Sud) traite les concentrés suivants :

- 1) Toute la production des mixtes wolframite-cassitérite provenant de l'usine de Gombo et des chantiers éluvionnaires de Mudubwe ;

2) Toute la production des mixtes columbite-cassitérite provenant de l'exploitation des pegmatites de Mwana et de Kobokobo ;

3) Les fractions — 16 mesh des concentrés stannifères de tous les groupements.

Le flow sheet de cette centrale est caractérisé comme suit (voir *fig. 16*) :

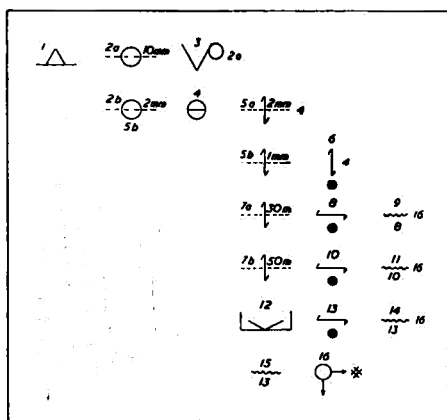


FIG. 16. — Flow sheet de la centrale d'épuration de Kamituga.

1. Stockage.
2. Trommel Carton 130 × 90 cm (2 CV).
3. Granulateur D. F. C. 3 1/4" × 4 1/2" (1,5 CV).
4. Broyeur à barres Denver 16" × 32" (5 CV).
5. Tamis vibrant Aero-Vibe 2' × 4' (2 CV).
6. Pan American Pulsator jig 12" × 12" (deux cellules).
7. Tamis vibrant Carton 60 × 100 cm (2 CV).
8. Table Wilfley N° 20 (3 CV).
9. Table basculante à C. T. C. riffé (deux).
10. Table Deister n° 14 (2 CV).
11. Tables basculantes à C. T. C. riffé (deux).
12. Hydroclassificateur Denver 48".
13. Table Deister n° 14 (2 CV).
14. Tables basculantes à C. T. C. riffé (deux).
15. Tables basculantes à C. T. C. riffé (deux).
16. Échantillonneuse automatique.

- 1) Concassage à — 10 mm dans un granulateur ;
- 2) Broyage à — 2 mm dans un broyeur à barres ;
- 3) Classement des produits broyés en 4 catégories

granulométriques ( $-2 + 1$  mm,  $-1 + 30$  m.,  $-30 + 50$  m.,  $-50$  m.) ;

4) Épuration de chaque catégorie dans des jigs ou sur des tables à secousses ;

5) Traitement de chaque catégorie dans un séparateur magnétique.

Le broyage à  $-2$  mm est effectué dans un broyeur à barres, en circuit fermé.

Les tailings du Pan American pulsator jig sont broyés finalement à  $-1$  mm pour détruire les barrés.

Le flow sheet de cette centrale est continu. Sa capacité mensuelle est voisine de 300 t.

Le rendement de récupération dépasse 99 %, dans le cas de la cassitérite. Sa valeur est voisine de 95 % pour les columbo-tantalites. Les pertes sont un peu plus importantes, dans le cas de la wolframite.

Le traitement des mixtes et l'élimination de certaines impuretés sont effectués dans le séparateur magnétique Stearns « R » N° 2 CD. Nous donnerons, dans le dernier chapitre, les résultats obtenus. Remarquons que, depuis peu, nous disposons d'un fluxmètre Grassot pour la mesure du flux magnétique du séparateur Stearns.

#### 427. CENTRALE D'ÉPURATION DE GÉOMINES.

Les concentrés provenant des diverses laveries sont envoyés à une centrale d'épuration près de Manono. Après classement en trois catégories granulométriques, on nettoie les produits dans des jigs et sur tables à secousses. Les concentrés obtenus sont séchés et traités comme suit en vue de la récupération de la columbo-tantalite <sup>(1)</sup> :

1) Passage au séparateur magnétique pour enlever

<sup>(1)</sup> H. COSTE, Le wolfram et le tantale au Congo belge (Centenaire de l'A. I. Lg., Congrès 1947, Section Coloniale, Liège, p. 394).

tous les minerais magnétiques (columbo-tantalite, mica, oxydes de fer, tourmaline, ilménite);

2) Traitement sur table Deister pour enlever les fractions légères (mica, tourmaline, oxydes de fer) de la portion magnétique;

3) Traitement au séparateur magnétique Humboldt de la columbo-tantalite semi-brute, à environ 20%  $Ta_2O_5$ , en vue de l'élimination des oxydes de fer, du fer titané et de la tantalite ferrugineuse (?) ;

4) Traitement final dans un autre séparateur Humboldt, d'un type plus petit, pour obtenir la columbo-tantalite marchande.

### 43. Traitement au séparateur magnétique.

#### 431. CHOIX DU SÉPARATEUR MAGNÉTIQUE.

Le choix du séparateur magnétique dépend de la susceptibilité magnétique des minerais à épurer et des impuretés présentes.

Voici les principaux accompagnateurs lourds de la wolframite ou de la ferbélite et des columbo-tantalites :

#### *Minerais fortement magnétiques*

Magnétite  
Ilménite

#### *Minerais faiblement magnétiques*

Grenats  
Monazite  
Xénotime  
Oxydes de fer (limonite, hématite)  
Tourmaline

#### *Minerais non magnétiques*

Cassitérite (quelquefois légèrement magnétique)  
Zircon

Pyrite  
Mispickel  
Rutile.

Théoriquement, il est possible de séparer des matières dont les perméabilités magnétiques varient dans le rapport 5 à 10 : 1 <sup>(1)</sup> <sup>(2)</sup>. Toutefois, des tables <sup>(3)</sup> donnant la susceptibilité magnétique sont d'une faible utilité, car il existe des minerais qui montrent une légère attraction dans les limites très larges du champ magnétique, tandis que d'autres minerais sont attirés seulement dans des limites très serrées <sup>(4)</sup>. Ceci résulte bien de la *fig. 17* qui montre le comportement de plusieurs minerais dans le séparateur Frantz. De plus, il ne faut pas perdre

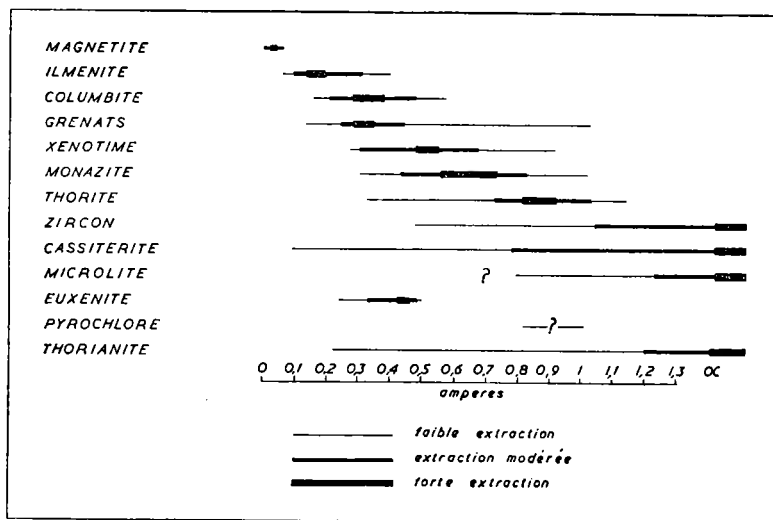


FIG. 17. — Comportement magnétique des minerais dans le séparateur Frantz (d'après R. A. MACKAY).

<sup>(1)</sup> M. D. HASSIALIS dans A. F. TAGGART, *Handbook of Mineral Dressing* (New-York, 1947, p. 13-02).

<sup>(2)</sup> Rappelons que la perméabilité est liée à la susceptibilité par la relation  $p = 1 + 4\pi k$ .

<sup>(3)</sup> Voir p. ex. A. F. TAGGART, *loc. cit.*, p. 13-02.

<sup>(4)</sup> F. B. MICHELL dans *Recent Developments in Mineral Dressing* (London, 1953, p. 349).

de vue que les propriétés magnétiques d'un minéral peuvent varier d'une localité à l'autre, suivant la proportion d'impuretés (chimiques ou mécaniques) qu'il contient.

Comme la wolframite et les columbo-tantalites sont seulement faiblement magnétiques, le choix du séparateur est limité aux appareils à forte intensité. Ceux-ci peuvent être groupés comme suit :

a) Séparateurs à courroies croisées (p. ex. Dings, Humboldt, Sime, Stearns).

b) Séparateurs à disques.

α) Type multi-disque (p. ex. Krupp, Rapid, Sime) ;

β) Type mono-disque (p. ex. Rapidity, Rapidor).

Des améliorations ont été apportées, ces dernières années, à ces deux types de séparateurs. C'est ainsi que les nouveaux séparateurs à bandes croisées Humboldt sont certainement plus perfectionnés que le séparateur Stearns Wetherill Type « R » N° 2 CD (4 pôles, courroie d'alimentation de 12") de la centrale d'épuration de Kamituga <sup>(1)</sup>.

D'autre part, les récentes améliorations dans la construction des appareils multi-disques permettent d'obtenir une meilleure sélectivité en ayant recours à une intensité magnétique plus élevée <sup>(2)</sup>. Ceci permet de travailler avec un entrefer plus grand et la liste des minerais séparables a été considérablement augmentée <sup>(3)</sup>. Actuellement, des études sont orientées pour essayer d'obtenir une intensité du champ magnétique constante en vue d'annuler l'action de la température qui réduit cette intensité.

<sup>(1)</sup> Nous discuterons plus loin ces perfectionnements.

<sup>(2)</sup> T. G. HAWKER, *Magnetic Separation Applied to Mineral Dressing* dans *Recent Development in Mineral Dressing* (London, 1953, p. 329).

<sup>(3)</sup> T. G. HAWKER, *loc. cit.*, p. 330.



Rappelons que le séparateur Rapidity constitue une modification assez récente du séparateur Rapid qui a l'inconvénient d'une capacité relativement faible. Dans le cas du Rapidity, la courroie d'alimentation possède une vitesse beaucoup plus grande que dans les séparateurs multi-disques, ce qui permet d'obtenir une capacité très élevée, sans sacrifier l'efficacité magnétique des appareils multi-disques <sup>(1)</sup>. Contrairement aux séparateurs du type Rapid, où la courroie d'alimentation se meut perpendiculairement aux disques, dans le Rapidity, les courroies se déplacent tangentiellement au disque qui possède une vitesse périphérique un peu supérieure à celle de la courroie. Il en résulte que les particules sont maintenues plus longtemps dans le champ magnétique. Leur polarisation sera plus forte et l'extraction plus complète. En réglant la vitesse des courroies d'alimentation ainsi que l'entrefer, il est possible de retirer, successivement, plusieurs constituants magnétiques.

Le Rapidor est une variante du Rapidity où les tailings du premier passage sont délivrés, à l'aide d'un petit élévateur, à la seconde courroie se déplaçant plus lentement, pour l'extraction d'une seconde fraction plus faiblement magnétique.

Récemment, SAUREL <sup>(2)</sup> a discuté des avantages et des inconvénients relatifs aux machines à courroies et à disques. Voici le résumé des conclusions auxquelles aboutit cet auteur :

*« Séparateurs à rubans croisés.*

Appareils lourds, présentant des circuits magnétiques et des bobinages importants, ayant une consommation relativement élevée.

<sup>(1)</sup> T. G. HAWKER, *loc. cit.*, p. 330.

<sup>(2)</sup> P. SAUREL, Les séparateurs magnétiques à extraction (Congrès des Laveries des Mines Métalliques Françaises, Paris, 1953, pp. D 30-D 42).

Appareils naturellement peu sélectifs, ne présentant pas de facilités de réglage des entrefers.

Entrefers importants, faisant porter les réglages surtout sur le courant absorbé.

Ils permettent de trier de gros grains atteignant 6 ou 7 mm et sont peu indiqués pour le triage des produits fins.

Appareils simples demandant un entretien et une surveillance restreints.

Les électros lourds et encombrants peuvent être une gêne pour les transports et la mise en place des appareils.

### *Séparateurs à disques.*

Appareils beaucoup plus légers, présentant des circuits magnétiques et des bobinages peu importants, ayant une faible consommation.

Appareils très sélectifs, présentant de grandes facilités de réglage des entrefers et permettant également le réglage du courant absorbé.

Ne permettent pas le triage de gros grains, l'augmentation de l'entrefer leur faisant perdre leurs qualités de sélectivité. Ils devront être surtout utilisés pour des produits moyens et fins.

Ils permettent le traitement de produits très peu magnétiques qui ne pourraient être traités sur les séparateurs à rubans croisés.

Ils sont d'une construction mécanique plus délicate et demandent un certain entretien et une surveillance suivie.

Ils sont démontables en éléments relativement peu lourds et peu encombrants, ce qui facilite leur transport éventuel quand on ne dispose pas de bonnes voies de communications.

Le choix entre les deux types d'appareils dépendra donc du problème posé ; les séparateurs à rubans croisés

étant rustiques et peu souples, les séparateurs à disques moins simples, mais beaucoup plus souples. »

Discutons en détail quelques points mis en avant par SAUREL :

a) *Poids.*

L'inconvénient du poids élevé des séparateurs à courroies croisées a été sensiblement diminué en s'adressant aux bobinages au fil d'aluminium. Comme la résistivité de l'aluminium est de 2,9 microhm/cm/cm<sup>2</sup> et son poids spécifique de 2,77 contre, dans le cas du cuivre, respectivement 1,56 microhm/cm/cm<sup>2</sup> et 8,9, il en résulte une diminution de 42% environ pour le poids des bobinages <sup>(1)</sup>. C'est ainsi que le séparateur Humboldt K.250 à 62.500 ampères-tours (15°) pour la première bobine et à 100.000 ampères-tours (15°) pour la seconde bobine pèse seulement 4.800 kg. Par contre, le séparateur Stearns de Kamituga, avec respectivement 76.000 ampères-tours et 92.000 ampères-tours pèse 6.500 kg, bien qu'il possède une courroie de 30 cm de largeur, contre 50 cm, dans le cas du Humboldt. Pour un séparateur Sime, de 45 cm avec respectivement 60.000 ampères-tours et 100.000 ampères-tours, SAUREL donne un poids de 9.000 kg environ.

A titre de comparaison, signalons que le Rapid O. G. à 4 pôles et 3 disques, avec une courroie de 38 cm, pèse 3.250 kg, tandis que le Rapidity pèse 1.680 kg.

b) *Puissance consommée.*

Tandis qu'un séparateur Rapid O. G. à courroie de 38 cm de largeur ne demande que 4,5 CVh <sup>(2)</sup>, le Stearns

<sup>(1)</sup> Évidemment, les électro-aimants des séparateurs à disques pourraient être équipés également de fils d'aluminium, ce qui diminuerait sensiblement leur poids.

<sup>(2)</sup> T. G. HAWKER, *loc. cit.*, p. 329.

de la centrale d'épuration de Kamituga consomme près de 7,5 CVh et le Humboldt K.240 environ 7 CVh.

La puissance consommée par les séparateurs à courroies croisées est donc plus importante que celle des séparateurs à disques. Cette question est en relation directe avec le nombre d'ampères-tours du séparateur et la production d'un champ magnétique d'une intensité suffisante.

D'autre part, l'attraction subie par les particules est non seulement proportionnelle à la valeur du champ magnétique, mais également à  $dH/dx$  qui caractérise la non uniformité du champ. Ce facteur dépend de l'entrefer (distance entre l'arête polaire supérieure et la face polaire inférieure) et de la largeur de l'arête polaire supérieure.

SAUREL <sup>(1)</sup> attire l'attention sur le fait que c'est l'absence des courroies transversales qui constitue la différence essentielle qui existe entre les séparateurs à rubans croisés et les séparateurs à disques. Il en résulte que « l'entrefer peut être réduit dans de fortes proportions » et que les arêtes peuvent être vives, puisqu'elles ne risquent pas de détériorer la bande d'évacuation inexistante. Cependant, SAUREL attribue une importance trop grande à l'absence de la courroie d'évacuation. En effet, l'épaisseur de cette courroie est de 1,5 mm <sup>(2)</sup> ; dans les appareils Humboldt de construction récente, elle est même de 0,8 mm environ. En comptant 1 mm pour la distance entre la courroie et l'arête polaire, il en résulte que l'entrefer est de 2 à 3 mm plus grand dans les appareils à courroies croisées que dans les séparateurs à disques. Récemment la firme HUMBOLDT a essayé de corriger ce défaut en employant une courroie d'alimentation de 2 — 2,5 mm d'épaisseur. Toutefois,

<sup>(1)</sup> P. SAUREL, *loc. cit.*, p. D 38.

<sup>(2)</sup> L'appareil Stearns de Kamituga montre 3,5 mm pour l'épaisseur de la courroie d'alimentation et 2-2,5 mm pour celle des courroies transversales.

rien n'empêche de placer des courroies de même épaisseur sur les séparateurs à disques. L'absence des courroies transversales constituera donc toujours un avantage en faveur des séparateurs à disques.

Généralement, les arêtes polaires sont, en effet, plus vives, dans le cas des séparateurs à disques que chez les séparateurs à bandes croisées. Il en résulte une valeur élevée pour  $dH/dx$  et le même résultat peut être atteint avec un champ plus faible, dans un séparateur magnétique à disques, que dans un séparateur à bandes croisées.

Cet entrefer très faible avec lequel travaillent les appareils à disques possède cependant un inconvénient : le classement granulométrique des produits à traiter doit être très serré <sup>(1)</sup>. Par contre, en travaillant avec des séparateurs à bandes croisées, à entrefers plus grands, il est possible de traiter des produits moins bien classés.

### c) *Sélectivité.*

Les divers auteurs ne sont pas d'accord sur la question de la sélectivité des deux types d'appareils.

C'est ainsi que HAWKER <sup>(2)</sup> signale que l'efficacité de l'extraction des appareils multi-disques est telle que, d'après les constructeurs de ces appareils il n'existe aucun minerai faiblement magnétique qui ne puisse être séparé d'un mélange de tels minerais à l'aide d'un appareil multi-disque.

D'après quelques essais d'orientation faits en juin 1954, nous avons eu l'impression qu'un séparateur à courroies croisées était plus sélectif que le Rapidity. Ces résultats ont été confirmés récemment par le traitement au séparateur Humboldt de mixtes pratiquement

<sup>(1)</sup> I. DE MAGNÉE dans Congrès, etc., p. D 47.

<sup>(2)</sup> T. G. HAWKER, *loc. cit.*, p. 329.

impossibles à séparer au Rapidity <sup>(1)</sup>. Il semble donc bien établi qu'un séparateur à courroies est plus sélectif que le Rapidity.

Il est probable que cette sélectivité plus faible du Rapidity est en relation avec le principe même de l'appareil ; en particulier, le temps de séjour plus long des particules dans le champ magnétique favorable à l'extraction plus complète des constituants magnétiques, diminue la sélectivité du Rapidity. Cependant, il ne faut pas en déduire une faible sélectivité des appareils multi-disques. En effet, les champs magnétiques élevés de ces appareils sont induits seulement aux arêtes vives concentriques des disques et non sur toute la surface de ces derniers. Comme la courroie d'alimentation se meut perpendiculairement aux disques, le champ est relativement homogène, tout comme dans le cas des séparateurs à courroies croisées. La faible inclinaison des disques n'intervient pratiquement pas sur la largeur des arêtes concentriques.

Nous reviendrons encore plus loin sur le problème de la sélectivité des appareils multi-disques. Mais, dès maintenant, nous pouvons dire que rien ne permet d'affirmer, à notre connaissance, que la sélectivité de ces appareils soit inférieure à celles des séparateurs à bandes croisées.

#### d) *Facilité de réglage des entrefers.*

Ce réglage est plus facile chez les appareils Rapid que, par exemple, chez le séparateur Stearns de Kamituga. Toutefois, nous estimons qu'il s'agit d'un détail de construction qui n'affecte pas le principe de l'appareil.

(1) C'est ainsi que COBELMIN a pu obtenir, sans grande difficulté, à l'aide du Humboldt K. 250, une columbite marchande et une cassitérite marchande, en partant d'un mixte contenant 60 % de columbite et 40 % de cassitérite magnétique, dont la séparation s'est avérée impossible au Rapidity.

D'ailleurs, dans le cas des séparateurs Humboldt, ce défaut a été éliminé.

e) *Grosueur des grains.*

Le traitement des grains de 6 ou de 7 mm est tout à fait exceptionnel. Normalement, il ne faut pas soumettre, à la séparation magnétique, des grains supérieurs à 2 — 3 mm <sup>(1)</sup>.

Cet inconvénient des séparateurs multi-disques a donc peu de valeur.

f) *Entretien, surveillance des appareils.*

Nous estimons que cet avantage des séparateurs à rubans croisés n'est pas très grand.

g) *Facilité de transport.*

Le fait que les séparateurs à disques pèsent moins que les séparateurs à bandes croisées et qu'ils sont démontables en éléments relativement peu lourds, peut constituer, dans certaines conditions, surtout en Afrique, un avantage appréciable. Cependant, il ne faut guère lui attribuer trop de poids.

h) *Prix, capacité.*

Cependant, SAUREL a passé sous silence un point d'une importance capitale qui peut être primordial dans le choix du séparateur magnétique : il s'agit du prix des appareils à courroies croisées qui dépasse de loin le prix des appareils à disques :

a. *Séparateurs à bandes croisées.*

|                                        |                          |
|----------------------------------------|--------------------------|
| Dinos (3 pôles + avant pôle) 300 mm    | 800.000 F c.i.f. Matadi  |
| Humboldt (4 pôles + avant pôle) 400 mm | 448.000 f.o.b. Anvers    |
| Stearns (4 pôles) 400 mm               | 465.000 f.o.b. New-York. |

<sup>(1)</sup> Voir p. ex. H. KIRCHBERG, *Aufbereitung bergbaulicher Rohstoffe* (Jena, 1953, p. 307).

Ces prix s'entendent sans générateur de courant.

b. *Séparateurs à disques.*

|                            |           |                   |
|----------------------------|-----------|-------------------|
| Rapid O. G. (3 disques) 6" | 137.000 F | départ Angleterre |
| » O. G. (3 » )10"          | 197.000   | » »               |
| » O. G. (3 » )15"          | 265.000   | » »               |
| Rapidity                   | 190.000   | » »               |

Ces prix comprennent le tableau, le moteur, le redresseur et les frais d'emballage.

Parmi les appareils à bandes croisées, c'est le séparateur Humboldt qui est le moins cher. Mais nous estimons qu'il reviendra à environ 550.000 F rendu Afrique (avec le générateur) ; soit environ deux et demi fois plus qu'un séparateur Rapidity.

En supposant que ces divers types de séparateurs possèdent une sélectivité suffisante pour le traitement des mixtes d'une composition donnée, c'est le prix qui doit surtout intervenir, mais il faut tenir compte aussi de la capacité de l'appareil.

Nous verrons plus loin, lors de la discussion des essais comparatifs entre un séparateur Rapid O. G. et le séparateur Stearns, que ces deux appareils possèdent les capacités horaires suivantes exprimées par dm de largeur de la courroie :

|                          |            |
|--------------------------|------------|
| Séparateur Rapid O. G. : | 13,7 kg/dm |
| Séparateur Stearns :     | 22,4 kg/dm |

Ces chiffres n'ont rien d'absolu ; ils dépendent, d'abord, de la nature des produits traités, de leurs granulométries et du degré de pureté obtenu. Il est, cependant, probable que le rapport de ces deux chiffres, égal à 1,6, est assez caractéristique des séparateurs comparés.

Pour obtenir la même capacité horaire, on peut donc choisir un séparateur à bandes croisées montrant une largeur de 37% plus faible pour la courroie d'alimentation. Un séparateur à bandes croisées de 24 cm envi-



ron ferait donc le même travail qu'un séparateur Rapid de 38 cm. Par conséquent, il faut revoir les prix en ce sens et comparer le prix du Rapid O. G. 15" non avec un Humboldt de 400 mm, mais avec un Humboldt muni d'une courroie de 240 mm de largeur <sup>(1)</sup>.

Le Rapidity possède, par contre, une capacité très élevée; sa capacité horaire (pour un passage) est de 700 kg/h, pour les mixtes cassitérite-columbite + 16 mesh, et de 350 kg/h pour les fractions — 16 mesh <sup>(2)</sup>.

En supposant que les fractions + 16 mesh représentent les deux tiers du tonnage, nous calculons 580 kg/h pour un seul passage, pour enlever tous les constituants magnétiques. Comme deux à trois passages sont nécessaires pour obtenir de la cassitérite marchande, et comme, pour le passage des constituants magnétiques dans un champ plus faible, le Rapidity montre à peu près la même capacité, nous calculons finalement une capacité horaire de 175 kg/h environ, en nous basant sur deux repassages de la cassitérite et deux repassages de la columbite (donc, 6 passages au total). Cette capacité est de loin supérieure à celle du séparateur Stearns de Kamituga qui est voisine de 85 kg/h.

Il est donc certain que, dans tous les cas où la sélectivité du Rapidity est suffisante, c'est cet appareil qui est le plus avantageux.

#### *Prix de revient du traitement dans le séparateur magnétique.*

Après avoir discuté en détail le choix du séparateur magnétique, essayons de calculer le prix de revient du traitement dans cet appareil.

<sup>(1)</sup> L'appareil de la centrale d'épuration d'Utu (C. N. Kt.) ne possède que deux disques. Les prix cités plus haut s'appliquent aux appareils à trois disques qui doivent avoir une capacité horaire un peu plus élevée. Le facteur 1,6 est donc probablement trop élevé. Nous pensons qu'en réalité, la largeur peut être réduite de 30 % (au lieu de 37 %), dans le cas des séparateurs à bandes croisées.

<sup>(2)</sup> Communication de M. BRAGARD, ingénieur-chimiste à COBELMIN.

Admettons que c'est un séparateur Rapidity qui convient pour l'épuration envisagée. Amortissons cet appareil, par exemple, en 900 jours, soit à raison de 250 F par jour, ce qui nous donne 31 F à l'heure (travail à un poste de huit heures). En nous basant sur une capacité horaire de 175 kg/h, nous obtenons 177 F/t pour l'amortissement (le Rapidity revient à 225.000 F rendu Afrique).

La puissance consommée sera de 2,7 CVh à 5 F <sup>(1)</sup>, soit 13,5 F à l'heure, soit 77 F/t.

La main-d'œuvre indigène sera de deux travailleurs, soit 8,75 F à l'heure, soit 50 F/t.

Estimons la surveillance par l'agent européen à une heure par jour, soit  $1.100/8 = 137$  F. Ceci nous donne 98 F/t.

Les frais généraux sont voisins de 20% des dépenses M. O. E. et M. O. I., soit 30 F/t.

Comptons 68 F pour les divers (entretien, réparations, pièces de rechange, etc.).

Au total nous obtenons 500 F/t pour le traitement au séparateur magnétique Rapidity.

En nous basant sur environ 300 F pour la valeur départ mine pour 1 kg de columbite et sur 100 F pour 1 kg de wolframite, nous constatons que le traitement au séparateur Rapidity est déjà rémunérateur si l'extraction s'élève à environ 2 kg de columbite ou à 5 kg de wolframite à la tonne traitée ! En réalité, cette teneur limite est même plus faible, si l'on ne tient pas compte de l'amortissement (le séparateur ayant été acheté pour le traitement des mixtes à teneur plus élevée) et si le séparateur n'est pas saturé par le traitement d'autres produits.

Remarquons, cependant, que nous n'avons pas tenu compte, dans notre calcul, ni des frais de broyage, ni

(1) Nous supposons que la puissance sera fournie par un petit groupe électrogène.

des frais de classement. D'autre part, il ne faut pas oublier, non plus, que nous avons choisi, pour notre calcul, le Rapidity, appareil à grande capacité et de faible prix. Lorsqu'on refait le même calcul, dans le cas d'un séparateur à bandes croisées, on obtient un chiffre à peu près trois fois plus élevé pour les frais de traitement. Les teneurs limites récupérées deviennent alors 0,5% de columbite et 1,5% de wolframite.

#### 432. COMPARAISON D'UN SÉPARATEUR A DISQUES AVEC UN SÉPARATEUR A BANDES CROISÉES.

Pour avoir la certitude que les séparateurs Rapid O. G. conviennent au traitement des mixtes cassitérite-columbite, provenant de la M. G. L. Centre, nous avons effectué l'épuration de ces mixtes au séparateur Rapid appartenant au COMITÉ NATIONAL DU KIVU et installé à Utu. D'autre part, un essai comparatif a été effectué à Kamituga, avec le séparateur Stearns, en se servant des mêmes mixtes qui contiennent environ 4% de columbite.

Au préalable, ces mixtes ont été broyés à — 8 mesh et classés en 4 catégories granulométriques (— 8 + 16, — 16 + 30, — 30 + 60 et — 60 mesh).

A Utu, nous nous sommes servi d'un séparateur Rapid type O. G. à deux disques et à trois électro-aimants, avec une courroie de 38 cm de largeur (épaisseur 5,5 mm).

Les caractéristiques du Stearns ont déjà été indiquées précédemment.

Nous donnons ici, en détail, les résultats obtenus avec la fraction — 8 + 16 mesh.

Les résultats obtenus avec les autres fractions sont bien comparables.

#### 4321. *Traitement au séparateur magnétique Rapid.*

Les résultats obtenus figurent dans le tableau XVIII. Dans le cas des deux premiers passages, nous avons

TABLEAU XVIII

Détails du traitement de la catégorie — 8 + 16 mesh au séparateur Rapide

| Passage<br>N° | Matière<br>traitée               | Poids initial<br>en kg | Poids fractions en kg                |                     |     |                                      | Temps<br>passage<br>en min |
|---------------|----------------------------------|------------------------|--------------------------------------|---------------------|-----|--------------------------------------|----------------------------|
|               |                                  |                        | I                                    | II                  | III | IV                                   |                            |
| 1             | initiale                         | 280,1                  |                                      |                     |     |                                      |                            |
| 2             | MM <sup>1</sup>                  |                        |                                      | 17,0 <sup>(1)</sup> |     | 264,6                                | 162                        |
| 3             | [I à IV] <sup>1-2</sup>          | 17,0                   |                                      | 4,3 <sup>(3)</sup>  |     | $\frac{263,6}{2,2}$ <sup>(4)</sup>   | 58                         |
| 4             | I <sup>3</sup> + II <sup>3</sup> | 4,3                    |                                      |                     |     |                                      | 20                         |
| 5             | II <sup>4</sup>                  |                        | $\frac{0,613}{0,480}$                |                     |     |                                      | 5                          |
| 6             | II <sup>5</sup>                  |                        | $\frac{0,220}{0,562}$                |                     |     |                                      | 4                          |
| 7             | IV <sup>3</sup>                  | 10,2                   |                                      |                     |     | $\frac{2,086}{8,043}$ <sup>(5)</sup> | 3                          |
| 8-10          | NM <sup>2-7</sup>                | 4,1                    |                                      |                     |     | $\frac{1,9}{2,131}$ <sup>(6)</sup>   | 7                          |
| 11            | [II + IV] <sup>8-10</sup>        | 1,9                    | $\frac{1,085}{1,960}$ <sup>(8)</sup> |                     |     | $\frac{1,514}{0,404}$ <sup>(7)</sup> | 5                          |
|               | Total                            | 280,1                  | 1,960                                |                     |     | 11,643                               | 2                          |
|               |                                  |                        |                                      |                     |     | 265,1 <sup>(9)</sup>                 | 266                        |

<sup>(1)</sup> Pôles I à IV réunis.<sup>(2)</sup> Beaucoup de grenats avec un peu de cassitérite et d'un minéral noir (columbite en partie) au pôle I ; composition analogue au pôle II, mais très peu de matières.<sup>(3)</sup> Columbite avec un peu de cassitérite et de zircon au pôle III ; très peu au pôle IV. Comme les disques ne sont pas inclinés, très peu de matières vont aux pôles II et IV.<sup>(4)</sup> Cassitérite avec un peu de columbite et zircon.<sup>(5)</sup> Columbite provenant des passages Nos 4 à 6.<sup>(6)</sup> Y compris le concentré du pôle IV.<sup>(7)</sup> NM repassé 2 fois.<sup>(8)</sup> Un peu de grenats au pôle I.<sup>(9)</sup> Middlings à retraiter 0,404 + 0,924 kg (nettoyage).

travaillé avec l'ampérage maximum (1,4 Amp.), mais qui est tombé progressivement à 1,2 Amp. par échauffement des bobines. Les disques n'étaient pas inclinés ; ils ont été rapprochés au maximum (3,5 à 3,8 mm) de la courroie.

Dans le cas des autres passages, l'ampérage a été maintenu à 1,0 — 1,1 Amp. Les disques étaient légèrement inclinés ; leur distance de la courroie était de 6 — 4 mm, suivant le cas.

Après le premier passage, nous avons déjà obtenu une cassitérite excellente qui ne semble contenir que des traces (0,2%) de columbite. Néanmoins, cette cassitérite a été repassée une seconde fois, car au début du premier passage, le réglage de l'appareil n'était pas encore au point et la teneur en columbite probablement un peu plus élevée.

Les concentrés du pôle II ont été ajoutés à la fraction « grenats », bien qu'ils possèdent une teneur trop élevée en columbite (environ 9 %) et auraient dû être retraités. Ceci n'a pas été fait, vu leur faible poids.

Les concentrés récoltés au pôle IV, provenant des passages N° 4 à 7, sont constitués par de la columbite marchande contenant seulement 0,6 % de cassitérite.

La fraction non magnétique récoltée après les passages N° 8-10 est constituée par de la cassitérite marchande (95 %) contenant un peu de columbite (0,90 %). Comme il s'agit seulement de 20 g de columbite, cette fraction a été ajoutée à la cassitérite.

Quelques dizaines de grammes récoltés aux pôles I et III (passage N° 11) ont été ajoutés aux grenats, malgré que leur teneur en cassitérite et en columbite soit trop élevée. En réalité, il s'agit de middlings.

Les pôles II et IV, lors du passage N° 11, ont donné de la columbite marchande (92 %) contenant une teneur un peu trop forte (1,55 %) de cassitérite. Par contre, la fraction non magnétique du même passage doit être

considérée comme middling, sa teneur en cassitérite étant de 14 % et celle en columbite de 60 %. De même, nous avons obtenu 0,924 kg de concentrés provenant du nettoyage de l'appareil qui sont considérés comme des middlings.

Donc, en résumé, le traitement du séparateur Rapid a permis d'obtenir les produits suivants :

Cassitérite  $NM^2 + NM^{10}$  ;  
 Columbite :  $IV^6 + [II + IV]^7 + [I + IV]^{11}$  ;  
 Grenats :  $1^{4-6} + II^6 + I^{11}$  ;  
 Middlings :  $NM^{11} + \text{nettoyage}$ .

#### 4322. *Traitement au séparateur Stearns.*

Le tableau XIX montre les détails du traitement au séparateur Stearns qui a été réglé comme suit :

Vitesse courroie principale : 0,232 m/s ;  
 Vitesse courroie transversale (pôles I et II) : 0,252 m/s ;  
 Vitesse courroie transversale (pôles III et IV) : 0,131 m/s ;  
 Ampérage : maximum (inconnu) ;  
 Entrefer (mesuré entre les courroies) : 8 mm pour I et II ;  
 6 mm pour III et IV.

Les concentrés des pôles IV1 et IV2 peuvent être considérés comme de la columbite marchande.

De même, nous avons ajouté à cette fraction le NM provenant des passages N° 10 et 11 qui contient près de 5 % de cassitérite. On aurait pu encore retraiter ces fractions, mais il s'agit de petites quantités.

Les concentrés des pôles I à III ont été mis ensemble (les pôles I et II ne donnent que de petites quantités de déchets de fer et de magnétite). Leur teneur en grenats est de 76 %.

Le traitement au séparateur Stearns a donc donné les produits suivants :

Cassitérite :  $NM^2 + NM^9$  ;  
 Columbite :  $IV1^{3-7} + IV1^9 + IV1^{11} + IV2^{11} + NM^{10-11}$  ;  
 Grenats :  $[I + II + III]^{10-11}$  ;  
 Middlings : nettoyage.

TABLEAU XIX  
Détails du traitement de la catégorie — 8 + 16 mesh au séparateur Stearns

| Passage<br>N°       | Matière<br>traitée                                                                  | Poids<br>initial<br>en kg | Poids fraction en kg |       |                      |                               |       | Temps<br>passage<br>en min      |
|---------------------|-------------------------------------------------------------------------------------|---------------------------|----------------------|-------|----------------------|-------------------------------|-------|---------------------------------|
|                     |                                                                                     |                           | I                    | II    | III                  | IV1                           | IV2   | NM                              |
| 1                   | initiale                                                                            | 278,8                     | 0,201 <sup>(1)</sup> | 0,022 | 1,375 <sup>(2)</sup> | 8,235                         | 2,140 | (266,8)                         |
| 2                   | NM <sup>1</sup>                                                                     | (266,8)                   | 0,199 <sup>(1)</sup> | 0,031 | 0,907                | 0,863                         | 0,606 | <u>[264,4]</u>                  |
| 3- 5 <sup>(3)</sup> | IV1 <sup>1-2</sup>                                                                  | 9,1                       |                      |       |                      | <u>[4,891]</u>                | 2,484 | 0,858 <sup>(4)</sup>            |
| 6                   | IV2 <sup>1-5</sup>                                                                  | 5,2                       |                      |       |                      | 4,094                         | 0,776 | 0,372 <sup>(6)</sup>            |
| 7                   | IV2 <sup>6</sup> + NM <sup>3-6</sup>                                                | 1,6                       |                      |       |                      | 1,130 <sup>(6)</sup>          | 0,292 | 0,176                           |
| 8- 9                | [I + II] <sup>1-7</sup> +<br>IV2 <sup>7</sup> + NM <sup>6-7</sup><br>+ récupération | 1,8                       |                      |       |                      | <u>[0,425]</u> <sup>(6)</sup> | 0,297 | <u>[0,838]</u> <sup>(7)</sup>   |
| 10                  | III <sup>1-9</sup>                                                                  | 2,15                      |                      |       | <u>[1,538]</u>       | 0,246                         | 0,131 | <u>[0,038]</u> <sup>(8)</sup>   |
| 11                  | IV1 <sup>10</sup> +<br>IV2 <sup>8-10</sup>                                          | 0,67                      | <u>[0,065]</u>       |       | <u>[0,019]</u>       | <u>[0,456]</u>                | 0,147 | 0,089 <sup>(8)</sup>            |
| —                   | Total                                                                               | 278,8                     | 0,065                |       | 1,557                | 10,996                        | 0,147 | 265,2 +<br>0,127 <sup>(9)</sup> |

<sup>(1)</sup> Surtout de la cassitérite entraînée mécaniquement.

<sup>(2)</sup> Principalement grenats.

<sup>(3)</sup> Après 2 passages, IV1 contient encore un peu de grenats.

<sup>(4)</sup> Surtout de la columbite.

<sup>(5)</sup> Columbite et cassitérite.

<sup>(6)</sup> Columbite avec un peu de zircon.

<sup>(7)</sup> Cassitérite avec quelques impuretés noires (tourmaline ?), après 2 passages.

<sup>(8)</sup> Columbite avec un peu de cassitérite.

<sup>(9)</sup> Plus 0,235 kg provenant du nettoyage de l'appareil.

Avant le traitement à Kamituga, nous avons dû prélever des échantillons pour l'analyse. Pour que les résultats soient plus facilement comparables, nous ajoutons aux produits récoltés aux divers pôles du séparateur les quantités suivantes enlevées avant le traitement :

Cassitérite : 0,513 kg échant. cassitérite ;  
                   0,053       »       middlings ;  
                   0,005       »       columbite ;  
                   0,571 kg total.

Columbite : 0,344 kg échant. columbite ;  
                   0,100       »       middlings ;  
                   0,005       »       grenats ;  
                   0,449 kg total.

Grenats  
 et impuretés: 0,129 kg échant. grenats ;  
                   0,019       »       middlings ;  
                   0,148 kg total.

Par conséquent, nous obtenons les poids suivants :

|             | Récolté<br>au Stearns | Échant.<br>prélevés | Total        |
|-------------|-----------------------|---------------------|--------------|
| Cassitérite | 265,238               | 0,571               | 265,809      |
| Columbite   | 11,270                | 0,449               | 11,719       |
| Grenats     | 1,622                 | 0,148               | 1,770        |
| Middlings   | <u>0,235</u>          | —                   | <u>0,235</u> |
| Total       | 278,365               | 1,168               | 279,533      |

Les tableaux XX et XXI permettent la comparaison des résultats obtenus avec les deux séparateurs magnétiques.

Le Rapid a produit une cassitérite d'une excellente qualité, pratiquement exempte de pentoxydes, qui représente 94,67% du poids total et montre une teneur de 95,5% en  $\text{SnO}_2$  ( $100\% \text{ SnO}_2 = 78,75 \text{ Sn}$ ) et une teneur voisine de 0,1% en pentoxydes.

La fraction « cassitérite » contient 99,77% du total de  $\text{SnO}_2$  et 2,7% du total des pentoxydes. Notons que



le poids des middlings, provenant surtout du nettoyage est relativement important. Si l'on ajoute la cassitérite contenue dans les middlings à la fraction « cassitérite », on obtient 99,93%, ce qui est un très bon résultat.

D'autre part, la fraction « columbite » contient 91,0% du total des pentoxydes et seulement 0,06% du total de  $\text{SnO}_2$ . En ajoutant à cette fraction 5,7% du total des

TABLEAU XX

Traitement de la catégorie — 8 + 16 mesh  
au séparateur Rapid

| Produits<br>obtenus | Poids<br>en kg | Poids<br>en % | $(\text{Nb}, \text{Ta})_2\text{O}_5$ |                       | $\text{SnO}_2$ |                       |
|---------------------|----------------|---------------|--------------------------------------|-----------------------|----------------|-----------------------|
|                     |                |               | Teneur<br>en %                       | Réparti-<br>tion en % | Teneur<br>en % | Réparti-<br>tion en % |
| Cassitérite         | 265,1          | 94,67         | 0,1                                  | 2,7                   | 95,5           | 99,77                 |
| Columbite           | 11,643         | 4,16          | 76,7                                 | 91,0                  | 1,31           | 0,06                  |
| Grenats             | 1,960          | 0,70          | 3,0                                  | 0,6                   | 1,23           | 0,01                  |
| Middlings           | 1,328          | 0,47          | 41,8                                 | 5,7                   | 30,7           | 0,16                  |
| Total               | 280,031        | 100,00        | 3,50                                 | 100,0                 | 90,7           | 100,00                |

TABLEAU XXI

Traitement de la catégorie — 8 + 16 mesh  
au séparateur Stearns

| Produits<br>obtenus | Poids<br>en kg | Poids<br>en % | $(\text{Nb}, \text{Ta})_2\text{O}_5$ |                       | $\text{SnO}_2$ |                       |
|---------------------|----------------|---------------|--------------------------------------|-----------------------|----------------|-----------------------|
|                     |                |               | Teneur<br>en %                       | Réparti-<br>tion en % | Teneur<br>en % | Réparti-<br>tion en % |
| Cassitérite         | 265,809        | 95,09         | 0,1                                  | 2,8                   | 96,0           | 99,95                 |
| Columbite           | 11,719         | 4,20          | 77,1                                 | 95,0                  | 0,63           | 0,03                  |
| Grenats             | 1,770          | 0,63          | 10,0                                 | 1,9                   | 0,74           | 0,005                 |
| Middlings           | 0,235          | 0,08          | 11,2                                 | 0,3                   | 20,0           | 0,02                  |
| Total               | 279,533        | 100,00        | 3,41                                 | 100,0                 | 91,1           | 100,00                |

pentoxydes contenus dans les middlings, on obtient 96,7%. Nous considérons aussi ce résultat comme très satisfaisant.

Les résultats obtenus avec le Stearns sont bien comparables à ceux obtenus avec le Rapid, tant au point de vue des teneurs qu'au point de vue de la distribution des pentoxydes et de  $\text{SnO}_2$  :

|                         | <i>Rapid</i>                        | <i>Stearns</i>                      |
|-------------------------|-------------------------------------|-------------------------------------|
| Cassitérite + middlings | 99,95 % $\text{SnO}_2$              | 99,97 % $\text{SnO}_2$              |
| Columbite + middlings   | 96,7 % $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$ | 95,3 % $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$ |

Nous pouvons en tirer la conclusion que *les deux appareils ont effectué la séparation d'une façon très satisfaisante et que les chiffres obtenus ne permettent pas de conclure en faveur d'un des deux séparateurs étudiés.*

Remarquons, seulement, que le Stearns a montré une capacité horaire supérieure (95 kg/h) à celle observée avec le Rapid (65 kg/h).

En conclusion de nos essais, nous pouvons dire que le séparateur Rapid et le séparateur Stearns conviennent bien au traitement des mixtes cassitérite-columbite et qu'il est possible d'obtenir, d'une part, une cassitérite de qualité excellente avec un rendement supérieur à 99,9%, et, d'autre part, une columbite marchande avec un rendement voisin de 95%.

En ce qui concerne la sélectivité des deux types d'appareils, il n'est pas possible de tirer des renseignements valables à partir de nos essais.

Nous ne voulons pas passer sous silence les résultats des essais comparatifs qui ont été faits, en Europe, entre le séparateur Humboldt et un séparateur Krupp à deux disques <sup>(1)</sup>.

Chaque appareil a traité un mixte BELGIKAOR constitué par de la cassitérite avec de la columbo-tantalite, de la wolframite, des grenats, etc. et un mixte MINERGA constitué par de la cassitérite insuffisamment épurée et contenant encore de la columbo-tantalite.

<sup>(1)</sup> Communication de M. F. VANDEN HERREWEGEN.

Avant le traitement, les mixtes ont été broyés à — 2 mm et classés en 3 catégories granulométriques (— 2 + 1, — 1 + 0,5, — 0,5 mm).

Voici le résumé des résultats obtenus :

| <i>Mixte Belgikaor</i> | <i>Concentré columbite</i> | <i>Concentré wolframite</i> |
|------------------------|----------------------------|-----------------------------|
|                        | <i>en %</i>                | <i>en %</i>                 |
| Krupp                  | 6,65                       | 2,64                        |
| Humboldt               | 6,91                       | 2,87                        |
| Hoboken                | 6,85                       | 2,2                         |
| Liège (sépar. Frantz)  | 6,76                       | 2,8                         |
| <i>Mixte Minerga</i>   |                            |                             |
| Krupp                  | 3,62                       |                             |
| Humboldt               | 3,50 <sup>(1)</sup>        |                             |
| Hoboken                | 3,56                       |                             |
| Liège (sépar. Frantz)  | 3,71                       |                             |

Nous donnons, également, les résultats obtenus, en pratique, à la SOCIÉTÉ GÉNÉRALE MÉTALLURGIQUE DE HOBOKEN et les résultats obtenus lors des essais de séparation faits à l'UNIVERSITÉ DE LIÈGE.

Les résultats observés avec les deux séparateurs sont pratiquement identiques, les petites différences obtenues sont dues à la méthode d'analyse employée (méthode par enduit).

Signalons aussi, pour terminer, que d'après COCHE <sup>(2)</sup>, la concentration des minerais de fer oolithiques de Lorraine à l'aide de séparateurs à disques et de séparateurs à rotors lamellés a conduit à la conclusion que les deux appareils donnent une séparation pratiquement parfaite, mais que les séparateurs Rapid O. G. avaient une capacité beaucoup plus faible.

<sup>(1)</sup> La cassitérite contient encore 2 à 2,7 % de pentoxydes, après épuration.

<sup>(2)</sup> L. COCHE dans *Recent Developments in Mineral Dressing*, p. 349.

## 433. SÉPARATIONS EFFECTUÉES.

4331. *Séparation wolframite-cassitérite.*

La susceptibilité magnétique de la wolframite et, surtout, de la ferbérîte étant relativement élevée, la séparation de ces minerais avec la cassitérite non magnétique ne présente aucune difficulté. C'est ainsi que la teneur en  $\text{SnO}_2$  de la wolframite épurée à Kamituga varie normalement de 0,13 à 0,28%, en partant de mixtes contenant environ 10% de cassitérite. De même, des lots de wolframite de la M. G. L. Centre épurés à Hoboken montrent des teneurs de 0,13 à 0,27% de  $\text{SnO}_2$ .

Comme le maximum toléré pour la wolframite est de 1,90%  $\text{SnO}_2$  (1,50% Sn), les teneurs obtenues en pratique sont très inférieures à la teneur admise.

Le maximum est sensiblement plus faible pour la ferbérîte et la hubnérite, d'après les spécifications de la D. M. P. A. : ces chiffres sont respectivement 0,25 et 0,32% de  $\text{SnO}_2$ . Lors du traitement de ces minerais, il faut donc se garder de dépasser ces teneurs limites.

Notons encore que n'importe quel bon séparateur à courroies croisées ou à disque permet d'effectuer la séparation wolframite-cassitérite.

4332. *Séparation wolframite-monazite.*

Dans le cas de la wolframite, la teneur maximum tolérée en phosphore est seulement de 0,05%. Comme certains gisements de wolframite contiennent de la monazite  $(\text{Ce}, \text{La}, \text{Di}, \text{Th})\text{PO}_4$ , à environ 13% de phosphore, l'élimination de cette impureté doit être très complète pour que la teneur imposée ne soit pas dépassée.

Les gisements de Gombo et de Mudubwe de la M. G. L. Sud possèdent des quantités appréciables de monazite. Comme sa densité est de 5,1, l'élimination par gravité est assez incomplète et l'épuration de la wolframite est

basée sur le fait que, généralement, la susceptibilité magnétique de la wolframite est supérieure à celle de la monazite.

L'élimination des dernières traces de monazite est réalisée par des repassages répétés au séparateur magnétique, après classement serré. De cette façon, nous parvenons à obtenir finalement une wolframite dont la teneur en phosphore varie de 0,02 à 0,05% et qui est conforme aux spécifications.

#### 4333. *Séparation columbo-tantalite-cassitérite.*

Nous avons déterminé le rendement d'extraction obtenu au séparateur Stearns de la centrale d'épuration de Kamituga en nous adressant aux mixtes columbo-tantalite-cassitérite de deux de nos gisements. Insistons sur le fait qu'il s'agit de cassitérite non magnétique.

Après broyage à — 2 mm <sup>(1)</sup>, classement et traitement sur table à secousses, nous avons obtenu quatre catégories granulométriques (— 2 + 1 mm, — 1 + 30 mesh, — 30 + 50 mesh, — 50 mesh) <sup>(2)</sup> qui ont été passées au séparateur magnétique.

Son réglage est fait en vue de la production de la columbite marchande au pôle IV1. Par contre, les concentrés du pôle IV2 et le non magnétique doivent être repassés à plusieurs reprises.

La vitesse de la courroie principale est de 0,236 m/sec, la vitesse des courroies transversales voisine de 0,27 m/sec. La distance entre les courroies au pôle IV est de 4 — 6 mm, suivant la granulométrie traitée. Ceci correspond à un entrefer de 10 à 12 mm.

Au moment des essais, l'ampèremètre étant hors d'usage, nous avons travaillé avec l'ampérage maximum.

<sup>(1)</sup> La fraction — 100 mesh s'élève seulement à 6 — 9 % du total.

<sup>(2)</sup> L'analyse granulométrique montre que le classement est imparfait pour les deux dernières catégories granulométriques.

TABLEAU XXII

Détails du traitement des mixtes de Kobokobo (— 1 + 30 mesh)  
dans le séparateur magnétique Stearns

| Passage N°  | Matière traitée | Poids initial en kg (¹) | Poids fractions en kg |     |      |       |      | Poids final en kg (¹) | Temps passage en min | Vitesse passage en kg/h |     |
|-------------|-----------------|-------------------------|-----------------------|-----|------|-------|------|-----------------------|----------------------|-------------------------|-----|
|             |                 |                         | I                     | II  | III  | IV1   | IV2  |                       |                      |                         | NM  |
| 1           | initiale (²)    | 690,6                   | 0,4                   | 0,5 | 24,0 | 428,0 | 78,3 | 163,0                 | 691,2                | 250                     | 166 |
| 2           | IV2¹            | 78,3                    |                       |     | 0,2  | 53,9  | 12,9 | 13,0                  | 80,0                 | 37                      | 127 |
| 3           | IV2³            | 12,9                    |                       |     |      | 8,4   | 3,1  | 1,6                   | 13,1                 | 9                       | 86  |
| 4           | IV2³            | 3,1                     |                       |     |      | 2,1   | 0,6  | 0,5                   | 3,2                  | 3                       | 62  |
| 5           | NM¹-⁴           | 178,1                   |                       |     |      | 2,1   | 7,7  | 169,4                 | 179,2                | 69                      | 155 |
| 6           | NM⁵             | 169,4                   |                       |     |      | 0,7   | 2,0  | 166,4                 | 169,1                | 55                      | 184 |
| 7           | NM⁷             | 165,4                   |                       |     |      | 0,1   | 0,3  | 166,3                 | 166,7                | 47                      | 212 |
| 8           | Récup. + net.   | 11,0                    |                       |     | 0,1  | 4,1   | 0,4  | 4,8                   | 9,4                  | 5                       | 132 |
| 9           | IV2⁵-⁶          | 10,4                    |                       |     |      | 5,4   | 1,4  | 2,2                   | 9,0                  | 3                       | 208 |
| 10 à 12 (³) | I + II + III    | 25,2                    | 0,1                   | 0,2 | 14,9 | 6,0   | 2,0  | 0,5                   | 23,7                 | 23                      | 198 |
|             | Total           | 690,6                   | 0,1                   | 0,2 | 14,9 | 510,8 | 2,0  | 173,8                 | 701,8                | 501                     | 83  |

(<sup>1</sup>) Les écarts de poids sont dus à l'imprécision de la bascule employée.

(<sup>2</sup>) 688 kg catégorie — 1 + 30 m. plus 2,6 kg fraction IV2 provenant du traitement des mixtes + 1 mm et broyées à — 1 mm.

(<sup>3</sup>) IV2 repassée une seconde fois en même temps que IV2<sup>9</sup>. De même, IV1 repassée une seconde fois.

TABLEAU XXIII

Résultats du traitement des mixtes de Kobokobo  
(— 1 + 30 mesh) dans le séparateur magnétique  
Stearns

| Fraction | Poids<br>en<br>kg | Poids<br>en<br>% | (Nb,Ta) <sub>2</sub> O <sub>5</sub> |                       | SnO <sub>2</sub> |                       |
|----------|-------------------|------------------|-------------------------------------|-----------------------|------------------|-----------------------|
|          |                   |                  | Teneur<br>en %                      | Réparti-<br>tion en % | Teneur<br>en %   | Réparti-<br>tion en % |
| I + II   | 0,3               | 0,04             | ~25                                 | 0,02                  | ~5               | 0,01                  |
| III      | 14,9              | 2,12             | 24,70                               | 1,31                  | 1,20             | 0,14                  |
| IV1      | 510,8             | 72,81            | 74,50                               | 96,49                 | 0,50             | 2,02                  |
| IV2      | 2,0               | 0,28             | 66,80                               | 0,33                  | 10,10            | 0,16                  |
| NM       | 173,8             | 24,75            | 4,20                                | 1,85                  | 71,10            | 97,67                 |
| Total    | 701,8             | 100,00           | 56,27                               | 100,00                | 18,02            | 100,00                |

A titre d'information, nous donnons, dans les tableaux XXII et XXIII, les détails du traitement de la catégorie — 1 + 30 mesh de Kobokobo et les résultats obtenus. Nous voyons que le nombre de passages par le séparateur, nécessaires pour obtenir, d'une part, une columbotantalite marchande et, d'autre part, une cassitérite marchande est élevé. Il dépasse même, dans certains cas, la vingtaine. Nous considérons les concentrés récoltés aux pôles I, II, III et IV2 comme des middlings qui pourront être retraités plus tard, lorsque leur poids sera suffisamment important. Il sera alors possible d'y récupérer la majeure partie de la columbite et de la cassitérite. Dans ces conditions, les quantités de columbite et de la cassitérite perdue définitivement sont constituées respectivement par la columbite contenue dans la fraction non magnétique et la cassitérite dans la fraction IV1. Les rendements de récupération sont alors les suivants : 98,67% pour la columbite et 97,01% pour la cassitérite.

Nous avons groupé, dans les tableaux XXIV à XXVII, les résultats obtenus pour les concentrés récoltés aux divers pôles du séparateur.

a) *Concentrés des pôles I + II.*

Les concentrés des pôles I + II (voir tableau XXIV) ne constituent qu'un très faible pourcentage du poids initial (0,15% de Kobokobo, 0,34% de Mwana). Néanmoins, ils montrent des teneurs élevées spécialement en pentoxydes. Nous pensons qu'il s'agit d'un simple entraînement mécanique. D'ailleurs, un retraitement permet de récupérer la majeure partie des pentoxydes.

b) *Concentrés du pôle III.*

Le tableau XXV résume les résultats obtenus pour les concentrés du pôle III.

TABLEAU XXIV

Séparation columbite-cassitérite

Concentrés des pôles I + II

| Origine         | Poids<br>en kg | (Nb,Ta) <sub>2</sub> O <sub>5</sub> |                 | SnO <sub>2</sub> |                 |
|-----------------|----------------|-------------------------------------|-----------------|------------------|-----------------|
|                 |                | Teneur<br>en %                      | Répart.<br>en % | Teneur<br>en %   | Répart.<br>en % |
| Kobokobo + 1 mm | 1,7            | 49,50                               | 0,22            | 14,86            | 0,20            |
| » — 1 + 30 m.   | 0,3            |                                     |                 |                  |                 |
| » — 30 + 50 m.  | 0,2            | 6,40                                | 0,01            | 1,30             | 0,01            |
| » — 50 m.       | 0,9            | 28,70                               | 0,09            | 6,00             | 0,08            |
| Mwana + 1 mm    | 2,0            | 34,80                               | 0,16            | 15,84            | 0,39            |
| » — 1 + 30 m.   | 3,8            | 31,00                               | 0,24            | 12,58            | 0,37            |
| » 30 + 50 m.    | 0,8            | 37,50                               | 0,17            | 13,08            | 0,22            |
| » — 50 m.       | 1,5            | 34,80                               | 0,13            | 11,30            | 0,18            |

Les concentrés du pôle III, constitués principalement par l'ilménite, représentent un pourcentage relativement faible du poids initial (1,6% pour Kobokobo, 0,9% pour Mwana). Mais, comme les teneurs en pentoxydes sont assez élevées, ces concentrés doivent être stockés en vue d'un retraitement.



TABLEAU XXV

Séparation columbite-cassitérite

Concentrés du pôle III

| Origine         | Poids<br>en kg | (Nb,Ta) <sub>2</sub> O <sub>5</sub> |                 | SnO <sub>2</sub> |                 |
|-----------------|----------------|-------------------------------------|-----------------|------------------|-----------------|
|                 |                | Teneur<br>en %                      | Répart.<br>en % | Teneur<br>en %   | Répart.<br>en % |
| Kobokobo + 1 mm | 9,5            | 23,1                                | 0,53            | 0,60             | 0,07            |
| » — 1 + 30 m.   | 14,9           | 34,7                                | 1,31            | 1,20             | 1,14            |
| » — 30 + 50 m.  | 3,2            | 8,4                                 | 0,24            | 0,20             | 0,03            |
| » — 50 m.       | 5,1            | 14,4                                | 0,24            | 0,50             | 0,04            |
| Mwana + 1 mm    | 8,1            | 14,0                                | 0,26            | 1,20             | 0,12            |
| » — 1 + 30 m.   | 2,7            | 15,5                                | 0,08            | 1,70             | 0,04            |
| » — 30 + 50 m.  | 0,8            | 23,4                                | 0,11            | 2,10             | 0,03            |
| » — 50 m.       | 9,3            | 46,0                                | 1,07            | 2,15             | 0,21            |

En général, l'ilménite séparée lors de l'épuration des columbo-tantalites montre des teneurs élevées en pentoxydes. C'est ainsi que nous avons obtenu précédemment les teneurs suivantes :

|             |         |                                     |
|-------------|---------|-------------------------------------|
| Kobokobo    | 16,46 % | (Nb,Ta) <sub>2</sub> O <sub>5</sub> |
| Mwana       | 24,97   |                                     |
| Makalapongo | 34,57   |                                     |
| Kasika      | 16,02   |                                     |

A titre de comparaison, nous donnons également les teneurs en pentoxydes trouvées dans l'ilménite récoltée lors du traitement de cassitérites ne contenant pas de columbite :

|             |        |
|-------------|--------|
| Kiandjo     | 1,44 % |
| Ngussa      | 1,10   |
| Kapanga     | 1,79   |
| Nzombe aval | 0,25   |
| Kibu        | 0,10   |
| Mayamoto    | 0,40   |

Nous ne pensons pas que les teneurs élevées en pentoxydes, dans les concentrés du pôle III de Kobokobo

et de Mwana, sont dues principalement à la présence de struvérite. Il s'agit plutôt de columbite attirée par le pôle III, le réglage du séparateur étant fait en vue d'obtenir une columbite marchande contenant le moins d'ilménite possible, et non pour obtenir une ilménite ne contenant pas de la columbite. Ceci est confirmé par le fait qu'il est possible de récupérer une grande partie de la columbite par repassage de l'ilménite dans le séparateur. Cependant, nous ne pouvons pas affirmer que les concentrés du pôle III ne contiennent guère de struvérite.

c) *Concentrés du pôle IV1* .

Le tableau XXVI résume les résultats obtenus pour les concentrés du pôle IV1 :

TABLEAU XXVI

Séparation columbite-cassitérite

Concentrés du pôle IV1

| Origine         | Poids<br>en kg | Poids<br>en % | (Nb,Ta) <sub>2</sub> O <sub>5</sub> |                 | SnO <sub>2</sub> |                 |
|-----------------|----------------|---------------|-------------------------------------|-----------------|------------------|-----------------|
|                 |                |               | Teneur<br>en %                      | Répart.<br>en % | Teneur<br>en %   | Répart.<br>en % |
| Kobokobo + 1 mm | 551,2          | 81,24         | 73,1                                | 97,71           | 0,45             | 2,99            |
| » — 1 + 30 m.   | 510,8          | 72,81         | 74,5                                | 96,49           | 0,50             | 2,02            |
| » — 30 + 50 m.  | 148,3          | 78,23         | 75,0                                | 97,68           | 0,30             | 1,77            |
| » — 50 m.       | 408,5          | 79,86         | 73,6                                | 97,60           | 0,30             | 1,83            |
| Mwana + 1 mm    | 531,7          | 81,06         | 80,2                                | 98,36           | 0,60             | 3,84            |
| » — 1 + 30 m.   | 612,6          | 77,75         | 79,5                                | 98,94           | 1,00             | 4,78            |
| » — 30 + 50 m.  | 219,3          | 76,78         | 79,0                                | 99,19           | 0,70             | 3,18            |
| » — 50 m.       | 495,5          | 78,42         | 79,4                                | 98,14           | 0,70             | 3,64            |

Dans le cas de Kobokobo, la fraction IV1 constitue 73 à 81% du poids initial. La teneur en (Nb,Ta)<sub>2</sub>O<sub>5</sub> est très bonne : 73 à 75%. De même, la teneur en SnO<sub>2</sub> est très faible : 0,30 à 0,50%.

Les concentrés du pôle IV1 contiennent 96,5 à 97,7% du total des pentoxydes. Ce chiffre est un peu faible. Nous en verrons la raison, lors de la discussion des résultats obtenus avec la fraction non magnétique.

La quantité de cassitérite perdue dans la columbite s'élève à 3,0% du total de  $\text{SnO}_2$ . Comme la teneur des concentrés du pôle IV1 en étain est très faible, nous ne voyons pas la possibilité de baisser ces pertes.

Dans le cas de Mwana, la fraction IV1 s'élève à 76 à 81% du poids initial. La teneur en pentoxydes est excellente : 79 à 80%. La teneur en étain est un rien trop élevée, surtout pour la catégorie — 1 + 30 mesh.

Nous voyons donc que les concentrés du pôle IV1 contiennent 98,4 à 99,2% de l'ensemble des pentoxydes, ce qui est un très bon résultat. Par contre, la quantité de  $\text{SnO}_2$  perdue dans la columbite est de 3,2 à 4,8% du total de la cassitérite. Cependant, comme la totalité de la cassitérite perdue dans les concentrés du pôle IV1 s'élève seulement à 16 kg environ, le repassage de cette fraction par le séparateur ne sera certainement pas rémunérateur.

d) *Concentrés du pôle IV2 .*

A la fin du traitement de chaque catégorie granulométrique, la fraction IV2 se réduit à une très faible quantité qui est pulvérisée et ajoutée à la catégorie suivante.

e) *Fraction non magnétique.*

Le tableau XXVII donne les résultats obtenus pour la fraction non magnétique :

TABLEAU XXVII

Séparation columbite-cassitérite  
Fraction non magnétique

| Origine         | Poids<br>en kg | Poids<br>en % | (Nb,Ta) <sub>2</sub> O <sub>5</sub> |                 | SnO <sub>2</sub>  |                 |
|-----------------|----------------|---------------|-------------------------------------|-----------------|-------------------|-----------------|
|                 |                |               | Teneur<br>en %                      | Répart.<br>en % | Teneur<br>Sn en % | Répart.<br>en % |
| Kobokobo + 1 mm | 112,4          | 16,60         | 4,89                                | 1,33            | 70,0              | 94,81           |
| » — 1 + 30 m.   | 173,8          | 24,75         | 4,20                                | 1,85            | 71,1              | 97,67           |
| » — 30 + 50 m.  | 37,2           | 19,81         | 5,20                                | 1,70            | 66,14             | 97,77           |
| » — 50 m.       | 97,0           | 18,95         | 6,60                                | 2,07            | 68,22             | 98,05           |
| Mwana + 1 mm    | 107,0          | 16,30         | 1,20                                | 0,30            | 74,36             | 95,35           |
| » — 1 + 30 m.   | 166,0          | 21,05         | 1,50                                | 0,51            | 72,98             | 94,64           |
| » — 30 + 50 m.  | 63,4           | 22,20         | 0,80                                | 0,29            | 73,46             | 94,34           |
| » — 50 m.       | 125,2          | 19,85         | 2,10                                | 0,66            | 72,88             | 95,97           |

La fraction non magnétique constitue 16 à 25% du poids initial, dans le cas de Kobokobo. Sa teneur en étain est assez faible : 66 à 71%. Ceci est dû au fait que la teneur en pentoxydes est élevée : 4,2 à 6,6%.

Ce résultat nous a d'abord fortement étonné, car le raffinage de la cassitérite est toujours suivi très attentivement à la centrale d'épuration de Kamituga, à l'aide de plaques de zinc, et une cassitérite montrant une teneur aussi élevée en impuretés aurait certainement attiré notre attention. Par conséquent, nous nous sommes demandé si la teneur élevée en pentoxydes ne provient pas de la cassitérite elle-même qui, dans le cas de Kobokobo, serait niobifère.

Pour résoudre ce problème, des morceaux de cassitérite pure ont été choisis sur plaque de zinc dans la production d'avril 1954 de Kobokobo. Conformément à notre supposition, l'analyse de cette cassitérite a donné une teneur de 4,59% en pentoxydes. Par conséquent, dans le cas de Kobokobo, il n'est pas possible de réduire encore la teneur en pentoxydes de la cassitérite épurée

par un traitement au séparateur magnétique <sup>(1)</sup>. La cassitérite expédiée contiendra donc un certain pourcentage de pentoxydes (1,3 à 2,1% du total des pentoxydes) qui sera définitivement perdu pour la M. G. L.

La fraction non magnétique contient environ 95 à 98% de  $\text{SnO}_2$  (comme nous avons vu précédemment, la fraction IV1 retient 1,8 à 3% du total de  $\text{SnO}_2$ ).

Dans le cas de Mwana, la fraction non magnétique constitue 16 à 22% du poids initial. La teneur en Sn est très bonne : 72,9 à 74,4%. La teneur en pentoxydes est également excellente : 0,29 à 0,66 %. On perd donc 0,3 à 0,7 % du total des pentoxydes : c'est un résultat très satisfaisant.

La fraction non magnétique contient 94,6 à 96,3% du total de  $\text{SnO}_2$ . Ce chiffre un peu faible n'explique pas le fait que la fraction IV1 montre plusieurs pourcents de  $\text{SnO}_2$ .

Nos essais ont été effectués avec un séparateur magnétique à bandes croisées. Précédemment <sup>(2)</sup>, nous avons déjà montré qu'il est possible d'obtenir une bonne séparation en s'adressant également aux appareils multidisques Rapid. En ce qui concerne le séparateur Rapidity, le traitement des mixtes cassitérite-columbite, avec grenats, ilménite, pyrite et monazite comme accompagnateurs, permet d'obtenir, à la centrale d'épuration de Kailo, après deux à trois passages, une cassitérite marchande contenant 1,0 à 1,7% de columbite <sup>(3)</sup>. L'extraction de la columbite est presque complète et le Rapidity convient également à la séparation columbo-tantalite-cassitérite.

Il existe, cependant, des mixtes cassitérite-columbite,

<sup>(1)</sup> Nous ne pensons pas que cette teneur puisse provenir des barrés cassitérite columbite, donc d'une finesse de broyage insuffisante. En effet, même les fractions granulométriques les plus fines montrent des teneurs élevées en pentoxydes.

<sup>(2)</sup> Voir p. 156.

<sup>(3)</sup> Communication de M. BRAGARD.

qui sont très difficiles à séparer. Ainsi, des mixtes de MINERGA ont donné, après traitement au séparateur Rapidity, à Kailo, une cassitérite de composition suivante :

|                                     |         |
|-------------------------------------|---------|
| Sn                                  | 67,38 % |
| (Nb,Ta) <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | 5,49    |
| TiO <sub>2</sub>                    | 0,85    |

Après broyage à — 28 mesh et retraitement dans un séparateur magnétique avec le flux élevé de 5,04.10<sup>6</sup> Maxwell, une proportion importante de columbo-tantalite reste dans la fraction non magnétique qui montre encore une teneur de 2,20% en pentoxydes <sup>(1)</sup>. Dans ce cas, il faut admettre qu'une partie de la columbo-tantalite est pratiquement non magnétique.

Une complication résulte quelquefois du fait qu'une partie de la cassitérite est faiblement magnétique. Il faut alors avoir recours à un séparateur très sélectif et, comme nous l'avons fait remarquer lors de la discussion de la sélectivité des divers appareils, le Rapidity ne convient plus.

Notons que MICHELL conseille un traitement à l'aide de tables pneumatiques, après classement très serré, pour la séparation columbite-cassitérite magnétique <sup>(2)</sup>.

#### 4334. *Séparation columbite-wolframite.*

Bien que la susceptibilité magnétique de la columbite soit à peine inférieure à celle de la wolframite, il est possible de séparer ces deux minerais en travaillant avec un appareil à sélectivité élevée.

Voici quelques résultats obtenus à Hoboken, lors du traitement des mixtes provenant de la M. G. L. Centre <sup>(3)</sup>.

<sup>(1)</sup> Résultats obtenus par le Professeur E. FRENAY à l'Université de Liège.

<sup>(2)</sup> F. B. MICHELL, *loc. cit.*, p. 298 ; voir aussi Dressing Tin-Columbite Concentrates (*Min. Mag.*, XCII, pp. 86-89, 1955).

<sup>(3)</sup> D'après les bulletins d'analyse de la SOCIÉTÉ GÉNÉRALE MÉTALLURGIQUE DE HOBOKEN.

## TABLEAU XXVIII

Traitement des mixtes columbite-wolframite  
au séparateur magnétique

| Produits obtenus      | Poids<br>en kg | (Nb,Ta) <sub>2</sub> O <sub>5</sub> |                  | WO <sub>3</sub> |                  |
|-----------------------|----------------|-------------------------------------|------------------|-----------------|------------------|
|                       |                | Teneur<br>en %                      | Distrib.<br>en % | Teneur<br>en %  | Distrib.<br>en % |
| <i>Lots W25 + W27</i> |                |                                     |                  |                 |                  |
| Columbite             | 127            | 63,06                               | 84,1             | 7,98            | 15,9             |
| Wolframite            | 735            | 2,22                                | 2,1              | 70,08           | 97,9             |
| <i>Lots W26 + W28</i> |                |                                     |                  |                 |                  |
| Columbite             | 119            | 64,08                               | 92,2             | 8,65            | 7,8              |
| Wolframite            | 621            | 1,03                                | 2,2              | 72,21           | 97,8             |
| <i>Lot W29</i>        |                |                                     |                  |                 |                  |
| Columbite             | 285            | 73,98                               | 93,6             | 7,26            | 6,4              |
| Wolframite            | 199            | 3,89                                | 7,9              | 64,44           | 92,1             |

Nous voyons donc qu'il est possible de récolter, suivant le cas, 84 à 94% de la columbo-tantalite et 92 à 98% de la wolframite.

Tandis que la teneur en WO<sub>3</sub> de la wolframite correspond aux spécifications habituelles (supérieure à 65%), la teneur en pentoxydes des deux premiers lots de columbo-tantalite est un peu faible.

4335. *Séparation columbite-ilménite.*

Certaines rivières sont caractérisées par un gravier riche en sables noirs qui peuvent contenir un faible pourcentage de columbo-tantalite. Le principal constituant de ces sables noirs étant l'ilménite, le problème se pose de récolter, avec un rendement de récupération élevé, les petites quantités de columbo-tantalite contenues. Cette séparation ilménite — columbo-tantalite est rendue particulièrement difficile par le fait qu'il est indispensable de suivre l'opération par des analyses chimiques suffisamment précises et qu'on ne peut pas se

fier ni à un examen visuel, ni à la méthode par enduit (les sables noirs sont, en majeure partie, à — 28 mesh).

La récupération de la columbo-tantalite, dans les sables noirs de Lundjulu, a été étudiée par le Professeur FRENAY de l'Université de Liège.

Ces sables noirs sont constitués principalement par l'ilménite, mais contiennent également un faible pourcentage de columbo-tantalite et de monazite.

L'analyse de ces sables noirs a donné :

|                              |                      |
|------------------------------|----------------------|
| $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$ | 3,6 % <sup>(1)</sup> |
| Oxydes des T. R.             | 1,61                 |
| Sn                           | < 0,2                |
| $\text{WO}_3$                | < 0,1                |
| $\text{TiO}_2$               | 45,0 %               |

L'examen minéralogique des diverses fractions obtenues à l'aide du séparateur magnétique a permis de déceler encore les minerais suivants : grenats, tourmaline, peu de rutile, de magnétite et de struvérite.

Il résulte des essais effectués qu'en traitant les sables noirs de Lundjulu dans un flux de respectivement 2,88 et 3,86.10<sup>6</sup> Maxwell, il est possible d'obtenir trois fractions montrant les compositions suivantes :

TABLEAU XXIX

Traitement des sables noirs de Lundjulu  
au séparateur électro-magnétique

| Fraction        | Poids<br>en % | $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$ |                 | Oxydes des T. R. |                 | $\text{TiO}_2$ |                 |
|-----------------|---------------|------------------------------|-----------------|------------------|-----------------|----------------|-----------------|
|                 |               | Teneur<br>en %               | Répart.<br>en % | Teneur<br>en %   | Répart.<br>en % | Teneur<br>en % | Répart.<br>en % |
| Ilménite        | 86,5          | 0,48                         | 9,07            | 0,05             | 2,65            | 48,95          | 96,48           |
| Concentré Nb-Ta | 7,3           | 55,40                        | 87,61           | 13,34            | 60,09           | 3,32           | 0,56            |
| Résidu NM       | 6,2           | 1,73                         | 3,32            | 9,71             | 37,23           | 21,00          | 2,96            |
| Total           | 100,0         | 4,54                         | 100,00          | 1,61             | 100,00          | 43,90          | 100,00          |

<sup>(1)</sup> Cette teneur est, probablement, trop faible. En réalité, ces sables noirs contiennent près de 4,5 % de pentoxydes.



On obtient l'ilménite sous forme d'un produit presque pur, avec un peu de magnétite, de columbo-tantalite et de monazite.

Le concentré de Nb-Ta montre une teneur un peu faible en pentoxydes, sa teneur en terres rares étant trop élevée. Néanmoins, il est marchand, conformément aux spécifications de la D. M. P. A.

Le résidu non magnétique a une teneur élevée en  $\text{TiO}_2$ , suite à la présence du rutil.

## 5. SOUS-PRODUITS DE L'EXPLOITATION DES MINERAIS DE WOLFRAM ET DE NIOBIUM-TANTALE

L'exploitation des gisements de wolfram et de niobium-tantale peut donner toute une gamme de minerais secondaires qui, parfois, présentent un grand intérêt économique et constituent alors un apport non négligeable pour l'ensemble de l'exploitation. C'est actuellement le cas de l'amblygonite, du béryl et de la monazite qui peuvent être exploités avec bénéfice. Par contre, l'ilménite et le spodumène ne possèdent pas une valeur suffisante pour que leur récupération puisse avoir un intérêt pratique. Dans ces deux cas, la seule solution à envisager serait de les transformer, sur place, en produits d'une valeur plus élevée, permettant leur transport.

### 51. Amblygonite.

L'amblygonite  $\text{Li(AlF)PO}_4$  qui, conformément à sa formule, peut contenir jusqu'à 10,1% de  $\text{Li}_2\text{O}$  et qui, de ce fait, est un des minerais les plus riches du lithium, est exploitée, par MINÉTAÏN, à Buranga et à Shori, et au mont Kibingo, par MIRUDI. Elle se présente sous forme de blocs ou d'amas cristallins blancs plus ou moins grands,

à l'intérieur des pegmatites. Il s'agit d'un sous-produit de l'exploitation des columbo-tantalites qui est mis de côté lors de l'abattage du minerai en place. L'expédition est faite en vrac.

Voici, à titre d'information, l'analyse d'un échantillon provenant du mont Kibingo :

|                                |        |                  |        |
|--------------------------------|--------|------------------|--------|
| Li <sub>2</sub> O              | 7,43 % | MnO              | 0,03 % |
| Na <sub>2</sub> O              | 0,72   | CaO              | 1,70   |
| K <sub>2</sub> O               | 0,11   | MgO              | 0,00   |
| P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>  | 45,75  | SiO <sub>2</sub> | 0,39   |
| Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 34,20  | F                | 3,15   |
| FeO                            | 0,17   | Eau (à 800°)     | 6,70   |

La teneur en Li<sub>2</sub>O de cet échantillon est très faible. En effet, suivant les différents acheteurs, la teneur minimum de l'amblygonite doit être 7,3 à 7,5 % Li<sub>2</sub>O.

## 52. Béryl.

Le béryl Al<sub>2</sub>Be<sub>3</sub>(SiO<sub>3</sub>)<sub>6</sub> a été trouvé dans différents endroits du Congo belge et du Ruanda-Urundi <sup>(1)</sup>. Généralement, il se rencontre dans les pegmatites comme à Buranga, Kirengo, Kobokobo et au mont Kibingo. Cependant, BUTTGEBACH le signale aussi dans les filons stannifères des monts Kibara où il serait postérieur à la tourmaline <sup>(2)</sup>.

Au mont Kibingo, le béryl se présente sous forme de poches dans les pegmatites. Le minerai est abattu à la barre à mine ou au pic. Après un lavage sommaire <sup>(3)</sup>, le béryl sec est expédié en fûts de 200 litres.

La production du Ruanda-Urundi qui, en 1953, a été de 6,7 t (MIRUDI), est en augmentation, principalement suite à l'exploitation des pegmatites du mont

<sup>(1)</sup> Voir H. BUTTGEBACH, *loc. cit.*, pp. 279, 280.

<sup>(2)</sup> B. ADERCA cité d'après Ed. POLINARD, *loc. cit.*, p. 513.

<sup>(3)</sup> On pourrait essayer de récupérer le béryl fin, perdu au cours du lavage, par flottation.

Kibingo. Un peu de béryl a été produit également à Kobokobo.

Au début de 1955, le béryl à 10 %  $\text{BeO}$  cotait \$ 39 f. o. b. New-York par unité de tonne courte. Pour une teneur par exemple de 11,50 % d'un lot provenant de Kobokobo, la valeur d'une tonne de béryl est voisine de 25.000 F. Il en résulte une valeur départ mine de 17.000 F.

Généralement, la distribution du béryl, dans les pegmatites, est très irrégulière, tant du point de vue de sa localisation qu'au point de vue des teneurs. Il en résulte qu'une production quelque peu régulière est très difficile à obtenir.

### 53. Ilménite.

Des gisements alluvionnaires de sables noirs sont connus dans de nombreux points de la région du Congo belge et du Ruanda-Urundi qui montre la minéralisation en wolfram et en niobium-tantale. Ils se localisent, généralement, à la périphérie de grands massifs granitiques. Ces sables noirs contiennent à côté de l'ilménite, qui est le constituant principal, de petites quantités de columbo-tantalite, de cassitérite, de monazite, de zircon, de grenats et de rutil. La teneur du gravier est quelquefois assez élevée, 10 à 100  $\text{kg/m}^3$ . Cependant, cette teneur est relativement faible comparée à celle des grands gisements mondiaux exploités actuellement ; par exemple, le gisement côtier du Sénégal donne 7 tonnes d'ilménite brute à environ 75% d'ilménite en partant de 10 t de sables tout venants <sup>(1)</sup>. Il semble donc que les dépôts d'ilménite du Congo belge peuvent difficilement rivaliser avec les grands gisements mondiaux.

On pourrait essayer de valoriser l'ilménite récupérée comme simple sous-produit de l'épuration de la columbo-tantalite au séparateur magnétique. Cependant, même

<sup>(1)</sup> Voir p. ex. *Écho Mines Métall.*, n° 10, p. 682, 1954.

dans ce cas, le faible prix de l'ilménite et l'éloignement des gisements du Congo belge de la côte ne permettent de tirer aucun profit de l'ilménite. Ainsi, par exemple, en octobre 1954, son prix était de 3.550 F C. F. A. (égal à 1.014 F belges) f. o. b. Sénégal pour l'ilménite à 50 %  $\text{TiO}_2$  et 1.050 à 1.200 F c. i. f. Malaisie pour l'ilménite à 52/54 %  $\text{TiO}_2$ . D'autre part, dans le cas de la M. G. L. par exemple, nous devons compter environ 3.000 F à la tonne pour les frais de transport de la mine jusqu'à Matadi et environ 2.000 F jusqu'à Dar-es-Salam.

Il faut donc abandonner l'idée de vouloir valoriser l'ilménite du Congo belge, sans traitement sur place. Ainsi, le bioxyde de titane vaut environ 10 fois plus que l'ilménite. Il est donc nécessaire de transformer l'ilménite en  $\text{TiO}_2$  pour que l'exploitation de nos gisements puisse être prise en considération. SPORCQ s'est attaqué à ce problème <sup>(1)</sup> et a établi un flow sheet pour la fabrication du titane à partir de l'ilménite. Ce flow sheet est basé sur la production de l'acide sulfurique à partir des sulfures naturels. Le processus proposé demande une grande quantité d'énergie électrique et nous ne pensons pas qu'il soit d'application économique dans un avenir rapproché.

#### 54. Monazite.

La monazite  $(\text{Ce}, \text{La}, \text{Di}, \text{Th})\text{PO}_4$  est un phosphate de cerium et de terres cériques dans lequel une partie de ces métaux est remplacée par du thorium. Elle est connue de nombreux gisements, principalement alluvionnaires, du Maniema, du Kivu et du Ruanda-Urundi <sup>(2)</sup>. Notons encore que le gîte uranifère de Shinko-

<sup>(1)</sup> P. SPORCQ, De quelques problèmes connexes congolais (*Bull. Inst. Roy. Col. Belge*, XXIII, pp. 503-521, 1952).

<sup>(2)</sup> Voir aussi H. BUTTGENBACH, *loc. cit.*, pp. 410-413.

lobwe (Katanga) contient une monazite très pauvre en thorium <sup>(1)</sup>.

De plus, certains gisements de wolfram, comme ceux de Gombô et de Mudubwe, contiennent des quantités appréciables de monazite. Enfin, la monazite est souvent un accompagnateur, d'ailleurs fort peu apprécié, des mixtes cassitérite-columbite.

La séparation monazite-columbite ou monazite-cassitérite faiblement magnétique est difficilement réalisable au séparateur électro-magnétique. Par contre, elle peut être effectuée facilement au séparateur électro-statique <sup>(2)</sup>. En se servant de cet appareil, on peut même envisager le traitement d'anciens tailings en vue de la récupération de la monazite <sup>(3)</sup>.

La production de la monazite du Congo belge (SYMÉ-TAIN) était de 14 t en 1952 et de 11 t en 1953. Depuis lors, la production a augmenté. Le C. N. Ki., notamment, exploite des alluvions à cassitérite-monazite à Obaye. L'épuration est effectuée à l'aide d'un séparateur Rapid O. G. muni d'une courroie de 15". La capacité horaire de cet appareil est de 40 kg de produits à l'entrée.

Notons que l'épuration de la monazite pourrait être suivie à l'aide d'un compteur Geiger <sup>(3)</sup>.

En ce qui concerne la valeur de la monazite, le Service des Mines avait estimé la production 1952/53 à 20.000 F la tonne. Au début de 1955, nous trouvons les cotations suivantes :

|                                  |            |
|----------------------------------|------------|
| A 55 % d'oxydes des terres rares | 15 cents ; |
| A 66 %   »   »   »   »           | 20 cents ; |
| A 68 %   »   »   »   »           | 22 cents.  |

Ces prix sont par livre f. o. b. ports U. S. A.

<sup>(1)</sup> H. BUTTGEBACH, *loc. cit.*, pp. 410-413.

<sup>(2)</sup> Dressing Tin — Columbite Concentrates (*Min. Mag.*, XCII, pp. 67-88, 1955).

<sup>(3)</sup> Dressing Tin — Columbite Concentrates, *loc. cit.*, p. 69.

### 55. Spodumène.

Le spodumène est un silicate double de lithium et d'aluminium,  $\text{LiAl}(\text{SiO}_3)_2$ , qui contient souvent de faibles quantités de Na, Fe, Mn, Ca et parfois K. Théoriquement, sa teneur en  $\text{Li}_2\text{O}$  est 8,0%. Cependant, en pratique, la teneur du minerai est souvent beaucoup plus faible.

Les dépôts commercialement exploitables ont été presque tous trouvés dans des pegmatites à muscovite, dans lesquels le spodumène est quelquefois associé à la cassitérite ou à la columbite. C'est aussi le cas du gisement de Manono, où le spodumène est largement distribué. Sa teneur en  $\text{Li}_2\text{O}$  est voisine de 6,8 %. Notons que par altération sous l'influence des agents atmosphériques, le spodumène donne une substance verte ou gris-verdâtre, avec diminution de la teneur en lithium et augmentation de celle en potassium.

Généralement, le traitement consiste soit en un triage à la main, lorsque le spodumène se présente sous forme de morceaux suffisamment grands, soit par flottation, lorsque l'association avec la gangue est intime <sup>(1)</sup>.

En 1951, le spodumène à 6 %  $\text{Li}_2\text{O}$  valait \$ 6-8 par unité de tonne courte, soit 2.000 à 2.600 F la tonne <sup>(2)</sup>. Vu cette faible valeur marchande du spodumène, il ne suffit pas, dans le cas des gisements du Congo belge, de l'obtenir à l'état de pureté suffisante, mais il est indispensable de le transformer, sur place, soit en lithium métallique, soit, au moins, en carbonate de lithium qui contient environ 40% de  $\text{Li}_2\text{O}$ . Dans les deux cas, le traitement nécessitera une énergie électrique abondante et la réalisation d'une usine pour la fabrication du lithium demandera encore un certain temps.

<sup>(1)</sup> Note à la correction : Le numéro de septembre 1955 de *Engineering and Mining Journal*, consacré au lithium, donne un flow-sheet très général pour le traitement des pegmatites à spodumène (p. 84).

<sup>(2)</sup> En 1955, ce prix est monté à \$ 11-12 (*Eng. Min. J.*, 156, n° 9, p. 83, 1955).

## 6. CONCLUSIONS ET PERSPECTIVES D'AVENIR

Il résulte de l'inventaire donné dans le deuxième chapitre que les gîtes de wolfram et de niobium-tantale sont nombreux au Congo belge et au Ruanda-Urundi, mais qu'il s'agit, dans la majorité des cas, de gisements d'importance réduite et à faibles teneurs. Ceci est particulièrement vrai pour les pegmatites. Une des caractéristiques de ces gisements est la tendance fréquente à la concentration très irrégulière des minerais accompagnateurs dans certains endroits des pegmatites, quoique nous connaissions des cas (par exemple  $d_4D_{25}$  Mwana) où les teneurs relativement faibles sont assez régulièrement réparties dans toute la masse. Par conséquent, ces exploitations sont, généralement, très difficiles à conduire. On ne peut ni établir un programme, ni compter sur une production régulière. Les investissements doivent être faits très prudemment et, souvent, la grosse mécanisation de telles exploitations est peu indiquée.

D'autre part, nos gisements de wolfram et de niobium-tantale se trouvent pratiquement au cœur de l'Afrique et l'éloignement de la côte grève singulièrement le transport des produits miniers et augmente le prix de revient du matériel nécessaire à l'exploitation. Les transports doivent emprunter soit la partie navigable du fleuve Congo, soit employer la voie ferrée de Kigoma à Dar-es-Salam. Mais c'est le transport routier, au départ de la mine, qui est particulièrement coûteux.

De plus, vu la dispersion des gisements, sauf dans le cas de quelques sociétés privilégiées (GÉOMINES, SYMÉTAIX), les réserves ne permettent généralement pas de construire des centrales hydroélectriques et de produire la force motrice à bon marché. Il faut alors s'adresser aux centrales thermiques (à mazout ou à bcis) qui conduisent à un prix de revient sensiblement plus élevé

pour la puissance nécessaire. Mais, même lorsque l'électricité est disponible, très souvent le tonnage à traiter dans certains gîtes est tellement faible que la mécanisation est exclue et qu'il faut s'adresser à l'exploitation manuelle par sluicing.

Il y a quelques années, la main-d'œuvre indigène était relativement bon marché et encore assez nombreuse. Au Congo belge, cette situation a tendance à disparaître ; elle se maintiendra un peu plus longtemps au Ruanda-Urundi. Actuellement, le prix de revient de la main-d'œuvre indigène a fortement augmenté à cause de l'incidence du salaire et des charges sociales. D'autre part, la main-d'œuvre disponible, suite au développement d'autres activités, en particulier d'un important programme de travaux publics, devient de plus en plus rare. Les sociétés s'efforcent donc de former des ouvriers qualifiés pour pouvoir mécaniser partout où les conditions le permettent. Tous ces facteurs font que, malgré la large distribution de la columbo-tantalite dans l'est du Congo belge et au Ruanda-Urundi, sa répartition incertaine et sporadique conduit à un prix de revient très élevé pour son extraction.

Les mêmes conclusions sont aussi valables, mais dans une mesure moindre, pour les gisements de wolfram. L'avenir de la production du Congo belge et du Ruanda-Urundi en minerais de wolfram et de niobium-tantale dépend donc, en grande partie, du prix de ces métaux et il est certain qu'une baisse substantielle des cours réduirait fortement cette production.

Examinons la variation des cotations pour les minerais de wolfram et de niobium-tantale. Voici le cours pour les minerais de wolfram, par unité  $WO_3$ , f. o. b. New York <sup>(1)</sup> :

<sup>(1)</sup> J. B. DE MILLE, *Strategic Minerals* (New-York, 1947, p. 523).



|         |          |
|---------|----------|
| 1939    | \$ 20,34 |
| 1940    | 23,44    |
| 1941-43 | 25,00    |
| 1944    | 24,25    |
| 1946    | 22,00    |

En 1950, la guerre de Corée a provoqué une hausse spectaculaire des cours des concentrés de wolframite qui, en partant de 100 shillings, par unité de tonne longue, ont atteint un maximum de 680 shillings, au début de mars 1951 (*fig. 18*). Ensuite, ils se sont graduellement effrités pour passer par un minimum de 100 shillings environ, en mars 1954. Depuis lors, le marché s'est progressivement affermi et, à partir du début de 1955, le cours oscille entre 200-260 shillings <sup>(1)</sup>.

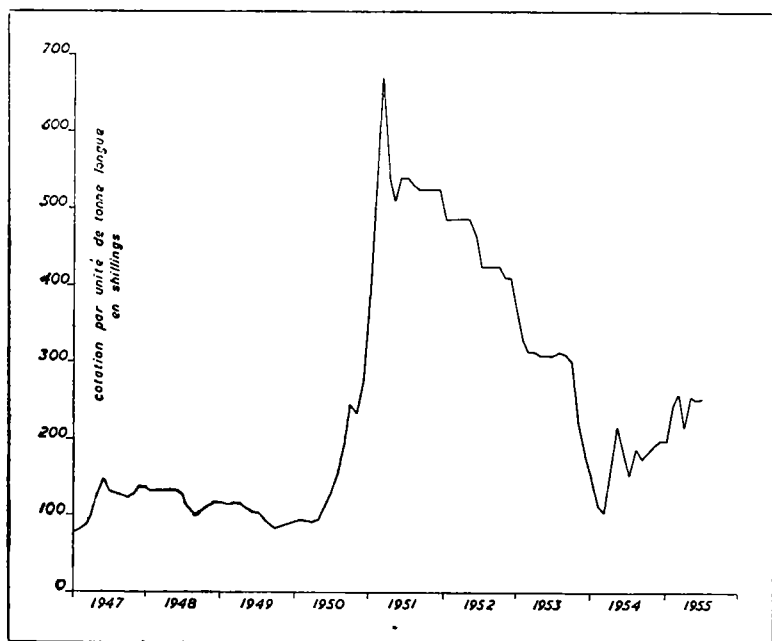


FIG. 18. — Cotation de la wolframite pour la période 1947-1955.

(<sup>1</sup>) A partir des cotations de la wolframite au marché de Londres, la valeur départ mine d'une tonne de wolframite se calcule d'après la formule suivante :

$$V = 0,99 R - (F + A + D)$$

Malgré ces fortes fluctuations du cours du wolfram au marché de Londres, qui ne permettent guère aux exploitants d'avoir une base de départ pour le calcul de leur teneur limite, les contrats d'achat établis en mai 1952 avec le Gouvernement britannique et, ensuite, en octobre 1953, avec le Gouvernement américain ont permis aux producteurs d'exploiter rationnellement leurs gisements, sans faire de l'écramage, d'installer un certain nombre de concentrateurs ou de moderniser (ou mécaniser) l'équipement existant et de faire des travaux de recherche pour découvrir de nouveaux gisements. Mais la situation des producteurs des concentrés de wolfram, qui, le plus souvent, ne disposent que de petits gisements et encore à faible teneur, restera précaire.

Passons aux columbo-tantalites. Voici les cours à New-York pour la période 1918 à 1936 <sup>(1)</sup> :

où V est la valeur départ mine en francs, R le prix de réalisation, F les frais fixes, A l'assurance maritime et D les droits de sortie. Le facteur 0,99 tient compte de la commission de 1 % de la Société Générale des Minerais.

R est donné par :

$$R = \frac{7 P t}{1,01605}$$

P étant le cours en shillings par unité de tonne longue et t la teneur en  $WO_3$  en % (avec 65 % comme minimum).

Les frais fixes (emballage, transport, etc.), s'élèvent à 6.500 F, par exemple dans le cas de la M. G. L. Sud. Les frais d'assurance sont donnés par  $A = 0,003 R$ . Les droits de sortie sont calculés sur la valeur du minerai à la sortie de la Colonie, d'après son prix de réalisation à l'aide de la formule suivante :

$$D = 0,10 \frac{100}{110} (0,99 R - A - 2500)$$

La somme de 2.500 F tient compte du fret maritime et des frais divers.

Finalement on obtient :

$$V = 0,897 R - 6300.$$

$$V = 6,18Pt - 6300.$$

<sup>(1)</sup> F. F. MATHIEU, *loc. cit.*, pp. 134-135.

| Origine             | Années    | Cours en \$ par tonne <sup>(1)</sup> |
|---------------------|-----------|--------------------------------------|
| Columbite U. S. A.  | 1918-1927 | 661 à 1.124                          |
| Columbite U. S. A.  | 1928-1933 | 1.330 à 1.719                        |
| Columbite U. S. A.  | 1934-1935 | 881 à 1.299                          |
| Columbite Nigérie   | 1935-1936 | 182 à 587                            |
| Tantalite Australie | 1932-1936 | 3.118 à 3.390                        |

Au sujet de ces prix, il faut remarquer que la columbite des U. S. A. contient 40 à 45% de  $Ta_2O_5$ , tandis que la columbite de Nigérie contient 10% de  $Ta_2O_5$  et 60% de  $Nb_2O_5$ .

En 1936, la columbite du Congo belge a été vendue 30.000 F la tonne.

En 1943, les États-Unis avaient offerts les prix suivants, pour les columbo-tantalites du Congo belge en fonction de leur teneur en  $Ta_2O_5$  :

| $Ta_2O_5$ en % | Valeur en F par t |
|----------------|-------------------|
| 30             | 37.600            |
| 40             | 67.400            |
| 50             | 106.000           |
| 60             | 153.000           |
| 70             | 209.000           |

Les concentrés devaient contenir au moins 60% pour la somme des pentoxydes.

Cependant, une tantalite de Moemba (Congo belge) contenant 71,55% de  $Ta_2O_5$  et 9,62% de  $Nb_2O_5$  a réalisé, en 1944, seulement 131.000 F la tonne <sup>(2)</sup>.

D'après l'*Écho des Mines et de la Métallurgie* <sup>(3)</sup>, les cours de la tantalite à 30% étaient de \$ 1,3 la livre et \$ 4,8 pour les concentrés à 80% <sup>(4)</sup>.

Nous avons représenté, dans la *fig. 19*, la variation des cotations de la columbite et de la tantalite au marché de Londres, pour la période 1947-1952. Les concentrés

<sup>(1)</sup> 1 \$ = 30 F belges.

<sup>(2)</sup> P. LANCSWEERT, *loc. cit.*, p. 472.

<sup>(3)</sup> *Écho Mines Métall.*, n° 3424, p. 195, 1953.

<sup>(4)</sup> 1 \$ = 43,70 F belges.

devaient contenir au moins 70% de pentoxydes combinés ; cependant, lorsque le minerai était à prédominance de  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ , on payait seulement pour la teneur en  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  et on ne tenait pas compte de  $\text{Ta}_2\text{O}_5$  et vice versa. Les cours pour la tantalite s'appliquent aux concentrés contenant 60% de  $\text{Ta}_2\text{O}_5$ , ceux pour la columbite aux concentrés à 65%  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ .

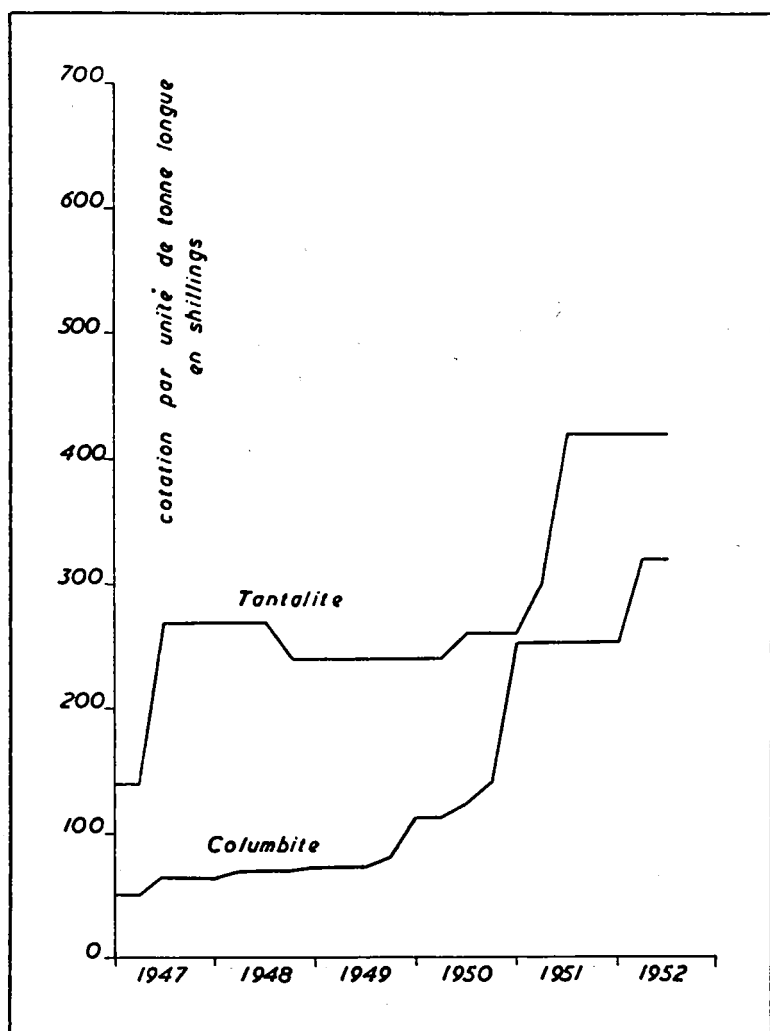


FIG. 19. — Cotation de la columbite et de la tantalite pour la période 1947-1952.

En 1952, le Gouvernement des États-Unis a établi un programme d'achat pour les concentrés de columbo-tantalite.

Suivant la classe à laquelle appartient le concentré (voir tableau XVI), le prix est le suivant :

a) Columbite.

Prix de \$ 1,40 par livre de pentoxydes pour une teneur de 35%.

Supplément de \$ 0,02 pour chaque pourcent entier au-dessus de 35%.

b) Tantalite.

Prix de \$ 3,00 par livre de  $Ta_2O_5$  pour une teneur de 30% de  $Ta_2O_5$ .

Supplément de \$ 0,03 pour chaque pourcent entier au-dessus de 40% et de \$ 0,04 pour chaque pourcent entier au-dessus de 50%.

Pénalité de \$ 0,06 pour les concentrés de 25 à 30% de  $Ta_2O_5$  pour chaque pourcent entier en-dessous de 30%.

c) Columbo-tantalite.

Prix de \$ 1,60 par livre de pentoxyde pour une teneur de 45%.

Supplément de \$ 0,02 pour chaque pourcent entier au-dessus de 45%.

De plus, une prime de 100% est attribuée aux lots qui correspondent aux spécifications du tableau XVI.

Ce programme d'achat doit être réalisé avant le 31 décembre 1956 et doit atteindre au moins 15.000.000 livres de pentoxydes.

En se basant sur ces prix, une tonne de columbite (classe a) ou de columbo-tantalite (classe c) contenant par exemple 73 % pour la somme des pentoxydes,

valait 348.000 F (y compris le bonus) <sup>(1)</sup>. Dans le cas d'une tantalite (classe b) contenant par exemple 70 % (cas exceptionnel) de Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, le prix était de 725.000 F.

Malgré des perspectives très prometteuses pour l'utilisation du niobium et du tantale, l'avenir du prix de la columbo-tantalite dépend de plusieurs facteurs et il est assez malaisé de le prévoir. En premier lieu, les cotations dépendront de la politique d'achat des États-Unis. Il est probable que les prix baisseront sensiblement, en particulier lorsque les stocks atteindront 15.000.000 livres de pentoxydes. De plus, l'avenir de la columbite est lié à la possibilité d'exploiter plus économiquement les gisements de pyrochlore trouvés dans différentes parties du monde (Norvège, Afrique orientale, etc.) <sup>(2)</sup>.

<sup>(1)</sup> Exactement comme dans le cas des minerais de wolfram, la valeur carreau mine est donnée par :

$$V = 0,99 R - (F + A + D).$$

$$R = \frac{7Pt}{1,01605}$$

Les frais d'assurance maritime représentent environ 0,5 % de R : A = 0,005. Les frais fixes s'élèvent à 5.100 F de la mine jusqu'à Matadi et à 2.500 F de Matadi à New-York, soit 7.600 F au total.

Les droits de sortie et de statistique sont calculés sur la valeur du minerai à la sortie de la Colonie à l'aide de la formule suivante :

$$D = 0,1205 \frac{100}{112} (0,99 R - A - 2500).$$

Finalement, on obtient pour la valeur carreau mine :

$$V = 6,06 P t - 7300.$$

Si un bonus de 100 % est alloué, conformément au programme d'achat de la D. M. P. A., la valeur carreau mine devient :

$$V' = 12,20 P t - 7300.$$

Lorsque la cotation est donnée en dollars par livre de pentoxydes, la valeur de réalisation en francs résulte à :

$$R = \frac{50 P' 10 t}{0,4536} = 1103 P' t.$$

La valeur carreau mine est calculée par :

$$V' = 973 P' t - 7300.$$

<sup>(2)</sup> W. E. SINCLAIR, The Increased Importance of the Rarer Elements (*Min. Mag.*, XCII, pp. 19, 20, 1955 ; The Sukulu Mineral Deposit (*Min. Mag.*, XCII, 1955, pp. 216-218 ; J. SPALDING, Pyrochlore in East Africa (*Rhod. Min. J.*, XXVII, 1955, p. 163).

Si un jour, comme c'est fort probable, ces gisements devenaient une source importante pour le niobium, le prix de la columbite s'en ressentirait très défavorablement. Les gîtes de columbite actuellement connus étant généralement de petit tonnage, à faible teneur et fort dispersés, leur exploitation devrait alors être arrêtée, dans la majeure partie des cas. Seuls les gisements qui possèdent une minéralisation suffisante en cassitérite, et où la columbo-tantalite peut être considérée comme sous-produit, continueraient à produire des concentrés de niobium-tantale. Cependant la composition de la plupart des columbo-tantalites montre un excès de niobium et des minerais à teneur élevée en tantale sont rares. De plus, le pyrochlore est généralement exempt de tantale. Par conséquent, il est probable qu'un prix relativement élevé se maintiendrait pendant plus longtemps pour le tantale que pour le niobium.

Qu'il nous soit permis, pour terminer, de remercier les sociétés minières qui nous ont accordé l'autorisation de nous servir des divers renseignements figurant dans cette étude. Notre reconnaissance va tout spécialement à la COMPAGNIE MINIÈRE DES GRANDS LACS AFRICAINS qui, non seulement, a bien voulu nous autoriser à publier cette étude, mais qui, en plus, nous a permis de donner beaucoup de renseignements détaillés d'une grande valeur technique qui aideront à la valorisation, dans les meilleures conditions, des richesses du sous-sol du Congo belge et du Ruanda-Urundi.

## ANNEXE

LOCALISATION DES MINERAIS DE WOLFRAM ET DE NIOBIUM-TANTALE  
AU CONGO BELGE ET AU RUANDA-URUNDI  
(annexe à la carte).

| N° | Minerai<br>( <sup>1</sup> ) | Localité       | Société<br>ou colon minier | Référence |
|----|-----------------------------|----------------|----------------------------|-----------|
| 1  | o                           | Mabuka         | Somiba                     |           |
| 2  | o                           | Samuda         | Somiba                     |           |
| 3  | o                           | Bongo          | Somiba                     |           |
| 4  | o                           | Teturi         | M. G. L.                   |           |
| 5  | o                           | Butsha         | M. G. L.                   |           |
| 6  | o                           | Liha (Elota)   | M. G. L.                   |           |
| 7  | ox                          | Etaëtu         | M. G. L.                   |           |
| 8  | ox                          | Lundjulu       | M. G. L.                   |           |
| 9  | x                           | Ndesa          | M. G. L.                   |           |
| 10 | ox                          | Ngawe          | M. G. L.                   |           |
| 11 | o                           | Enehe (Etembo) | M. G. L.                   |           |
| 12 | x                           | Kasowe         | Cobelmin                   |           |
| 13 | x                           | Mangombe       | Cobelmin                   |           |
| 14 | o                           | Matelemana     | Cobelmin                   |           |
| 15 | o                           | Mubilina       | Cobelmin                   |           |
| 16 | o                           | Kalukangala    | Cobelmin                   |           |
| 17 | o                           | Kampulu        | Cobelmin                   |           |
| 18 | o                           | Niambembe      | Cobelmin                   |           |
| 19 | o                           | Lubilu         | Cobelmin                   |           |
| 20 | ox                          | Kabunga        | M. G. L.                   |           |
| 21 | x                           | Kaseka         | Cobelmin                   |           |
| 22 | x                           | Moga           | Cobelmin                   |           |
| 23 | x                           | Mokama         | Cobelmin                   |           |
|    | x                           | Mususa         | Cobelmin                   |           |
| 24 | x                           | Kalulu         | Cobelmin                   |           |
| 25 | o                           | Kaozi          | Minière de Nyangwe         |           |
| 26 | o                           | Kikalaie       | Minière de Nyangwe         |           |
| 27 | o                           | Moemba         | Minière de Nyangwe         |           |
| 28 | o                           | Riv. Luizi     |                            | MATHIEU   |
| 29 | o                           | Riv. Lukulu    |                            | MATHIEU   |
| 30 | o                           | Riv. Kibumba   |                            | MATHIEU   |

(<sup>1</sup>) o Minerai de niobium-tantale.

x Minerai de wolfram.



| N° | Minerai | Localité        | Société<br>ou colon minier | Référence  |
|----|---------|-----------------|----------------------------|------------|
| 31 | o       | Manono          | Géomines                   |            |
| 32 | o       |                 |                            | MATHIEU    |
| 33 | o       |                 |                            | MATHIEU    |
| 34 | o       |                 |                            | MATHIEU    |
| 35 | o       | Bassin Lukasasi |                            | MATHIEU    |
| 36 | x       | Gombo           | M. G. L.                   |            |
| 37 | x       | Mudubwe         | M. G. L.                   |            |
| 38 | o       | Kasika          | M. G. L.                   |            |
| 39 | o       | Makalapongo     | M. G. L.                   |            |
| 40 | o       | Kobokobo        | M. G. L.                   |            |
| 41 | o       | Mwana           | M. G. L.                   |            |
| 42 | o       | Kalamuli        |                            | LANCSWEERT |
| 43 | o       | Kanzuzu         |                            | LANCSWEERT |
| 44 | o       | Kasina          |                            | LANCSWEERT |
| 45 | o       | Tshiganda       | M. G. L.                   |            |
| 46 | o       | Ibanga          |                            | LANCSWEERT |
| 47 | o       | Utu             |                            | LANCSWEERT |
| 48 | o       | Bokumu          |                            | LANCSWEERT |
| 49 | o       | Penckoka        |                            | LANCSWEERT |
| 50 | ox      | Kamilanga       | Cobelmin                   |            |
| 51 | o       | Punia           | Symétain                   |            |
| 52 | o       | Lemera          | Mirudi                     |            |
|    | o       | Kinyoni         | Mirudi                     |            |
|    | o       | Mont Kibingo    | Mirudi                     |            |
| 53 | o       | Mogere          | Mirudi                     |            |
| 54 | x       | Kungoma         | Corem, Minétain            |            |
| 55 | o       | Mbuye           | Somuki                     |            |
| 56 | x       | Gasetza         | Géoruanda                  |            |
| 57 | o       | Ntunga          | Minétain                   |            |
| 58 | x       | Bugambira       | Minétain                   |            |
| 59 | x       | Ntaruka         | Géoruanda                  |            |
| 60 | o       | Gikaya          | Géoruanda                  |            |
|    | o       | Sinda           | Corem                      |            |
| 61 | x       |                 | Géoruanda                  |            |
| 62 | o       | Bibale          | Minétain                   |            |
| 63 | x       | Rwankuba        | Minétain                   |            |
|    | o       | Bugalula        | Minétain                   |            |
| 64 | o       | Borne 35        | Minétain                   |            |
| 65 | x       | Bugarama        | Stinglhamber               |            |
| 66 | x       | Mushasa         | Minétain                   |            |
| 67 | x       |                 | Lens                       |            |
| 68 | x       | Kifurwe         | Bervoets, Marchal          |            |
|    | o       | Muhurgwe        | Minétain                   |            |
|    | o       | Mukungwa        | Minétain                   |            |

| N° | Mineral | Localité   | Société<br>ou colon minier | Référence  |
|----|---------|------------|----------------------------|------------|
| 69 | ox      | Lutsiro    | Minétain                   |            |
| 70 | o       |            | Goethals                   |            |
| 71 | o       | Katumba    | Minétain                   |            |
|    | o       | Bijojo     | Minétain                   |            |
|    | o       | Kirengo    | Minétain                   |            |
|    | o       | Luhanga    | Minétain                   |            |
|    | o       | Kavumu     | Minétain                   |            |
|    | o       | Burenga    | Minétain                   |            |
|    | o       | Shori      | Minétain                   |            |
| 72 | x       | Gitshie    | Corem                      |            |
| 73 | o       | Kaganda    | Mirundi                    |            |
| 74 | o       | Mayaga     | Corem                      |            |
| 75 | o       | Rukoma     | Corem                      |            |
|    | o       |            | Pirotte                    |            |
| 76 | x       | Muvumu     | Mirudi                     |            |
| 77 | o       | Kababa     | Corem                      |            |
|    | o       | Tshubi     | Minétain                   |            |
| 78 | o       | Kababa     | Corem                      |            |
| 79 | o       | Ndiza      | Minétain                   |            |
| 80 | o       | Lukaragata | Minétain                   |            |
|    | o       | Shaki      | Minétain                   |            |
| 81 | o       | Bumbogo    | Corem                      |            |
|    | x       |            | Feltz, Mierge              |            |
| 82 | o       | Ndora      | Minétain                   |            |
| 83 | x       | Omate      | Symétain                   |            |
| 84 | x       | Bakwame    | Symétain                   |            |
| 85 | o       | Nkenge     | C. N. Ki.                  |            |
| 86 | o       | Kanzoro    | C. N. Ki.                  |            |
| 87 | o       | Utu        | C. N. Ki.                  |            |
| 88 | o       | Matemba    | C. N. Ki.                  |            |
| 89 | o       | Iseke      | C. N. Pi.                  |            |
| 90 | o       | Idambo     | C. N. Ki.                  |            |
| 91 | o       | Mumba      | C. N. Ki.                  |            |
| 92 | o       | Numbi      | C. N. Ki.                  |            |
| 93 | ox      | Kalima     | Symétain                   |            |
| 94 | o       | Nzovu      | C. N. Ki.                  |            |
| 95 | o       | Kiambi     |                            | BUTTGEBACH |
|    | o       | Riv. Luvua |                            | MATHIEU    |
|    | o       | Muika      |                            | DE MAGNÉE  |
| 96 | x       | Nzombe     | M. G. L.                   |            |
| 97 | x       | Kibu       | M. G. L.                   |            |
|    | x       | Ngussa     | M. G. L.                   |            |
| 98 | x       | Kikondja   | Géomines                   |            |
| 99 | o       | Bukena     | Sermikat                   |            |



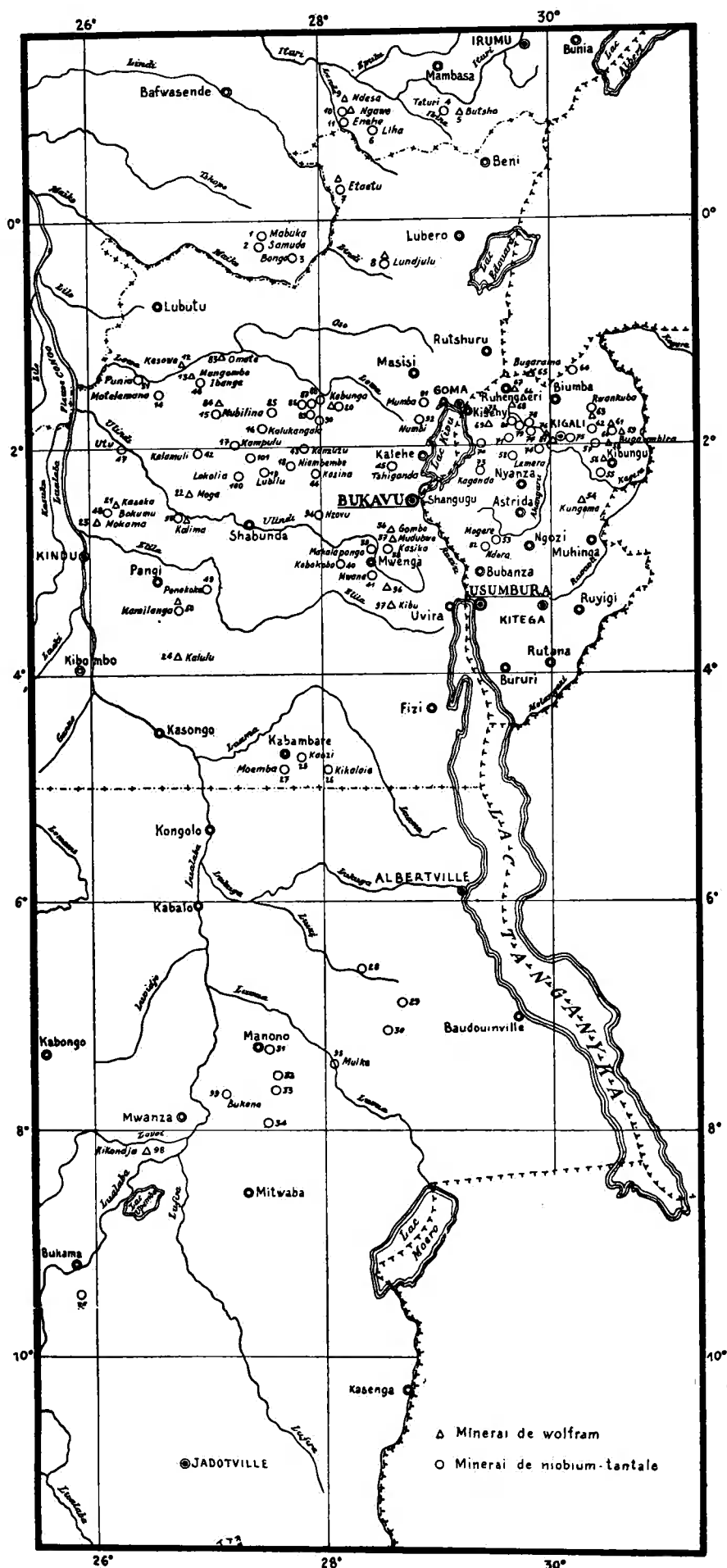
## TABLE DES MATIÈRES

|                                                                                                        |    |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| 0. INTRODUCTION .....                                                                                  | 3  |
| 1. Ressources du Congo belge et du Ruanda-Urundi en minerais<br>de wolfram et de niobium-tantale ..... | 7  |
| 11. Minerais de wolfram .....                                                                          | 9  |
| 111. Minerais rencontrés au Congo belge et au Ruanda-<br>Urundi .....                                  | 9  |
| 112. Inventaire des gîtes des minerais de wolfram ....                                                 | 11 |
| 12. Minerais de niobium-tantale .....                                                                  | 18 |
| 121. Minerais rencontrés au Congo belge et au Ruanda-<br>Urundi .....                                  | 18 |
| 122. Inventaire des gîtes des minerais de niobium-tan-<br>tale .....                                   | 24 |
| 2. Évaluation des gisements des minerais de wolfram et de nio-<br>bium-tantale .....                   | 45 |
| 21. Prélèvement des échantillons .....                                                                 | 45 |
| 211. Gisements détritiques .....                                                                       | 45 |
| 212. Gisements primaires .....                                                                         | 47 |
| 213. Échantillonnage au chantier .....                                                                 | 48 |
| 22. Traitement des échantillons prélevés .....                                                         | 50 |
| 221. Flow sheet du Service Géologique .....                                                            | 50 |
| 222. Usine d'échantillonnage .....                                                                     | 54 |
| 23. Analyse des échantillons .....                                                                     | 58 |
| 231. Détection rapide des minerais de wolfram et de<br>niobium-tantale .....                           | 58 |
| 232. Méthodes d'analyse approximatives .....                                                           | 59 |
| 233. Analyse chimique .....                                                                            | 63 |
| 24. Études métallurgiques .....                                                                        | 64 |

|                                                                                              |     |
|----------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| 3. Concentration des minerais de wolfram et de niobium-tantale .....                         | 67  |
| 31. Généralités .....                                                                        | 67  |
| 32. Traitement des gisements détritiques .....                                               | 73  |
| 321. Sluicing .....                                                                          | 74  |
| 322. Ground sluicing .....                                                                   | 80  |
| 323. Description de quelques laveries du Congo belge<br>et du Ruanda-Urundi .....            | 81  |
| 33. Traitement des gisements primaires .....                                                 | 84  |
| 331. Installations de concassage mobiles .....                                               | 85  |
| 332. Concentrateur-type pour gisements d'importance<br>moyenne (5 t/h) .....                 | 89  |
| 333. Description des concentrateurs du Congo belge<br>et du Ruanda-Urundi .....              | 96  |
| 334. Avant-projet pour un concentrateur de 15 t/h ..                                         | 106 |
| 4. Raffinage des concentrés .....                                                            | 116 |
| 41. Généralités .....                                                                        | 116 |
| 42. Description de quelques centrales d'épuration .....                                      | 123 |
| 43. Traitement au séparateur magnétique .....                                                | 135 |
| 431. Choix du séparateur magnétique .....                                                    | 135 |
| 432. Comparaison entre un séparateur à disques avec un<br>séparateur à bandes croisées ..... | 148 |
| 433. Séparations effectuées .....                                                            | 157 |
| 5. Sous-produits de l'exploitation des minerais de wolfram et de<br>niobium-tantale .....    | 170 |
| 51. Amblygonite .....                                                                        | 170 |
| 52. Béryl .....                                                                              | 171 |
| 53. Ilménite .....                                                                           | 172 |
| 54. Monazite .....                                                                           | 173 |
| 55. Spodumène .....                                                                          | 175 |

|                                                                                                                |                 |
|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------------|
| ET DE NIOBIUM-TANTALE AU CONGO BELGE                                                                           | 191             |
| 6. CONCLUSIONS ET PERSPECTIVES D'AVENIR .....                                                                  | 176             |
| ANNEXE .....                                                                                                   | 185             |
| CARTE. Localisation des minerais de wolfram et de niobium-<br>tantale au Congo belge et au Ruanda-Urundi ..... | <i>in fine.</i> |





Localisation des minerais de wolfram et de niobium-tantale au Congo belge et au Ruanda-Urundi.







