

Koninklijke Academie voor Overzeese Wetenschappen
Klasse voor Technische Wetenschappen, N.R., XVII-4, Brussel, 1972

Accroissement
de la production du cuivre
dans la République du Zaïre.
Rôle joué par les concentrateurs

PAR

Alexandre PRIGOGINE

Associé de l'Académie

180 F

Académie royale des Sciences d'Outre-Mer
Classe des Sciences Techniques, N.S., XVII-4, Bruxelles, 1972



Koninklijke Academie voor Overzeese Wetenschappen
Klasse voor Technische Wetenschappen, N.R., XVII-4, Brussel, 1972

Accroissement
de la production du cuivre
dans la République du Zaïre.
Rôle joué par les concentrateurs

PAR

Alexandre PRIGOGINE

Associé de l'Académie

Académie royale des Sciences d'Outre-Mer
Classe des Sciences Techniques, N.S., XVII-4, Bruxelles, 1972

Mémoire présenté à la Séance du 30 juin 1972

D/1972/0149/9

RESUME

Les concentrateurs jouent un rôle très important dans l'accroissement spectaculaire de la production du cuivre auquel on assiste, depuis quelques années, dans la République du Zaïre.

Après avoir indiqué le programme de développement de la GÉCAMINES et montré l'évolution de la capacité des concentrateurs appartenant à cette société, le schéma de traitement de la laverie de Mutoshi et des concentrateurs de Kambove, de Kamoto II et de Musoshi, ce dernier appartenant à la SODIMIZA, est décrit. Les principaux résultats métallurgiques obtenus sont donnés.

Enfin, pour terminer, des prévisions pour 1972/74 sont faites et les perspectives de la production du cuivre, dans la province du Shaba, sont discutées pour les prochaines décennies.

SAMENVATTING

De concentrators spelen een zeer belangrijke rol in de spectaculaire toename van de koperproductie die men sinds enkele jaren in de Republiek Zaïre vaststelt.

Na een schets van het ontwikkelingsprogramma van de GÉCAMINES, en het aanstippen van de evolutie in de capaciteit van de concentrators die aan deze maatschappij toebehoren, wordt een beschrijving gegeven van het schema der behandeling in de wasserij van Mutoshi en de concentrators van Kambove, Kamoto II en de aan de SODIMIZA toebehorende concentrator van Musoshi. De belangrijkste resultaten voor het erts worden vermeld.

Tot besluit worden de vooruitzichten voor 1972/74 behandeld, en bespreekt de auteur de verwachtingen, voor de volgende decennia, in de koperproductie van de provincie Shaba.

O. INTRODUCTION

Depuis quelques années, la production de cuivre, dans la République du Zaïre, a augmenté d'une façon considérable, comme cela résulte du *tableau 0.1* qui se rapporte encore à la production réalisée en totalité d'abord par l'Union Minière du Haut-Katanga et ensuite, depuis 1967, par la GÉCAMINES.

TABLEAU 0.1. — *Production de cuivre et de cobalt en tonnes de 1960 à 1971*

Année	Cuivre (1)	Cobalt (2)
1960	300 675	8 222
1961	293 509	8 326
1962	295 236	9 683
1963	269 924	7 376
1964	275 547	7 676
1965	287 568	8 388
1966	315 664	11 297
1967	318 976	9 718
1968	324 500	10 549
1969	362 216	10 596
1970	385 460	13 958
1971	405 832 (3)	14 518

(1) Sous forme de cuivre électrolytique en lingots, cathodes et cuivre brut (blister et autre).

(2) Sous forme de cobalt électrolytique en granules, cathodes marchandes, cathodes et autre.

(3) D'après le rapport annuel pour 1971 de l'Union Minière du Haut-Katanga, la production mondiale du cuivre primaire s'est élevée à 6 360 000 t, en 1971. La production de la République du Zaïre représentait donc 6,38 % de la production mondiale.

Il fallait donc attendre 1966 pour que la production annuelle dépasse celle réalisée en 1960, année de l'indépendance du Zaïre (1)*. Il est vrai, toutefois, que la production de 1960 était

(1) On trouvera des indications sur le fonctionnement de l'Union Minière, après 1960, dans les articles [10] et [1].

* Les chiffres entre [] renvoient à la bibliographie *in fine*.

particulièrement élevée et dépassait sensiblement celle de 1959 qui était de 280 403 t.

Comme nous le verrons dans la suite, cet accroissement de la production du cuivre est dû à la mise en marche de nouveaux concentrateurs et à l'aménagement d'anciens concentrateurs. Dans les années à venir, la production de cuivre poursuivra son ascension, non seulement grâce aux efforts réalisés par la GÉCAMINES, mais aussi suite à l'implantation, dans la Province du Shaba, de nouvelles sociétés minières, comme la SODIMIZA (Société de Développement Industriel et Minier du Zaïre), la S.M.T.F. (Société Minière de Tenke-Fungurume) et la SOMILMO (Société Minière du Lac Moero) qui se propose d'exploiter le gisement de Kapulo.

Le moment n'est pas encore venu de vous entretenir de ces deux dernières sociétés qui sont seulement au début de leurs réalisations. Nous limiterons donc notre communication à la GÉCAMINES et à la SODIMIZA et nous montrerons la contribution des concentrateurs de ces deux sociétés à l'accroissement de la production du cuivre du Zaïre en décrivant les nouveaux concentrateurs mis en marche depuis 1967, ou qui commenceront à travailler dans un avenir rapproché, et les modifications intervenues aux anciens concentrateurs.

1. PROGRAMME DE DEVELOPPEMENT DE LA GECAMINES

Le programme de développement de la production de cuivre de la GÉCAMINES a été résumé dans les Rapports annuels pour 1968 et 1969 [14, 6] [15, 6] dont nous extrayons les renseignements ci-après (1).

La première phase quinquennale devra permettre d'augmenter la production de cuivre de 360 000 t, en 1969, à 460 000 t, en 1974. Ensuite, à la fin de la seconde phase quinquennale, en 1978, la production devra atteindre 560 000 t. Cette augmentation correspond à un taux d'accroissement moyen voisin de 5 % qui, d'après la GÉCAMINES, est conforme à l'accroissement probable de la consommation mondiale.

La première phase de développement prévoit les principales étapes suivantes:

1970:

— Mise en exploitation de la mine souterraine de Kamoto avec augmentation progressive, en cinq ans, de sa capacité annuelle jusqu'à 3 000 000 t de minerai;

— Aménagement des concentrateurs de Kolwezi et de Kambove pour passer de la capacité annuelle de 5 200 000 à 5 900 000 t de minerai;

— Agrandissement de la laverie de Mutoshi (anciennement Ruwe) dont la capacité devrait augmenter de 2 400 000 à 3 000 000 t de minerai;

1972:

— Doublement du concentrateur de Kamoto dont la capacité annuelle passera à 3 600 000 t de minerai, ce qui correspond à une augmentation de la production de cuivre de 55 000 t (2);

(1) Voir aussi [28, 47] pour le programme.

(2) Ce chiffre est sous-estimé (voir p. 45).

— Extension des usines de Lulu par l'aménagement de deux halls d'électrolyse supplémentaires qui feront passer la capacité de production de cathodes de cuivre de 115 000 t à 170 000 t par an (3);

1973:

— Modernisation partielle des usines de Lubumbashi par la mise en service d'une section à oxygène qui permettra d'augmenter la capacité de production de 30 000 t à 40 000 t de cuivre blister;

1974:

— Mise en service, à Kipushi, d'un nouveau puits permettant l'exploitation du gisement jusqu'au niveau 1 150 m.

En ce qui concerne la seconde phase, au delà de la production annuelle de 460 000 t, elle est liée à l'accroissement de la production d'énergie électrique. Initialement, la GÉCAMINES prévoyait la construction d'une nouvelle centrale hydro-électrique d'une puissance de 260 MVA, à Busanga. Toutefois, d'après les derniers renseignements reçus à Lubumbashi, le Gouvernement zaïrois préférerait fournir l'énergie électrique à partir d'Inga. Deux lignes unipolaires à très haute tension (de l'ordre de 1 000 kV), à courant continu, assureront le transport de l'énergie électrique entre Inga et la province du Shaba, sur une distance approximative de 1 800 km (4).

Le coût du programme quinquennal 1970/74 a été estimé à 50,6 millions de zaïres dont environ la moitié pour les mines, tandis que les concentrateurs et les usines métallurgiques se partagent l'autre moitié, à peu près à parts égales.

La majeure partie, soit les deux tiers, des capitaux nécessaires, devra être trouvée par auto-financement. Pour le faciliter, l'arrêté interministériel n° 51 du 2 juillet 1970 exonère la GÉCAMINES, pendant la période de 1970 à 1974 de tous impôts et taxes à provenir de la production *dépassant* 360 000 t de cuivre et 11 000 t de cobalt [16, 9]. De même, les droits d'entrée sur les

(3) Une description récente des usines métallurgiques de Shituru et de Lulu figure dans [28].

(4) Notons à ce sujet que cette ligne H.T. amenant l'énergie électrique d'Inga demandera des investissements extrêmement importants qui dépasseront de loin le coût de la centrale hydroélectrique prévue à Busanga.

biens d'équipement destinés à la réalisation du programme d'extension sont temporairement supprimés. Enfin, par ordonnance-loi n° 21 du 26 mars 1970, GÉCAMINES a été autorisée à emprunter un maximum de 17 millions de zaïres, somme qui correspond à peu près à un tiers du coût total des dépenses du programme d'expansion [16, 9] (5).

Actuellement, au milieu de l'année 1972, on peut se faire déjà une idée assez précise sur la réalisation du premier programme quinquennal.

Les travaux préparatoires dans la mine souterraine de Kamoto sont achevés et les installations d'extraction entreront en service vers le milieu de 1972 (6). Le concentrateur de Kamoto II, qui constitue le doublement du concentrateur actuel, commencera à travailler à partir du 1er juillet 1972. Un réacteur fluo-solide de 24', d'une capacité annuelle de 112 000 t de concentrés sulfurés, est en marche, à l'usine de Luilu, depuis avril 1972. Un cinquième hall d'électrolyse fonctionne à Luilu depuis le 1er février 1972, tandis qu'un sixième hall sera mis en service vers le 1er juillet 1972 et ceci permettra de porter la capacité annuelle de cette usine à 175 000 t de cuivre.

La capacité du concentrateur de Kambove a été augmentée par l'agrandissement de la section de broyage et la modification du flow sheet.

Dans le cas du concentrateur de Kolwezi, une augmentation de 9 % [12a, 21] de la capacité des sections I à III a été obtenue par l'accroissement de la vitesse de rotation de tous les broyeurs.

La laverie de Mutoshi a été agrandie et son fonctionnement a été perfectionné par l'installation d'une section de lavage en milieu dense.

La modernisation des usines de Lubumbashi est en cours. On y prévoit, en particulier, la construction d'une section de nodulisation des concentrés et l'installation d'une usine de production d'oxygène.

(5) Voir, pour tous les détails, le Rapport annuel 1970 [16, 9].

(6) On trouvera dans [27] une description récente de la mine souterraine de Kamoto et de la méthode d'exploitation utilisée.

Enfin, le nouveau puits d'extraction à Kipushi, permettant de porter le tonnage à 1 400 000 t de minerai par an [12a, 14], est en voie d'achèvement, mais l'extension et la modernisation du concentrateur de Kipushi est prévue seulement pour plus tard (probablement pour 1975).

2. EVOLUTION DE LA CAPACITE DES CONCENTRATEURS DE LA GECAMINES

Nous avons représenté, dans le *tableau 2.1*, le tonnage du minerai traité (1) et la production réalisée sous forme de concentrés de cuivre marchands (2) dans les diverses laveries et concentrateurs de la GÉCAMINES, pour la période de 1967 à 1971. Pendant les cinq années sous rubrique, le tonnage traité a augmenté de 8 403 647 à 11 911 423 t avec une augmentation correspondante de la production de 322 826 à 440 131 t de cuivre. La teneur récupérée en cuivre est restée à peu près constante: 3,6 à 3,8 %.

Dans le cas des concentrateurs de Kakanda et de Kipushi et de la laverie de Kambove, de faible importance, aucune variation du tonnage traité n'est apparente. Dans le cas de Kolwezi, les différences constatées entre 1967 et 1971 sont dues à l'augmentation de la vitesse des broyeurs (3) et au changement de la proportion entre le minerai siliceux et le minerai mixte.

L'accroissement du tonnage global traité et de la production est dû principalement à la mise en route, fin 1968, du concentrateur de Kamoto. A partir de 1970, on constate également un accroissement du tonnage traité au concentrateur de Kambove suite à son agrandissement. Toutefois, les effets de l'agrandisse-

(1) Il s'agit uniquement des tonnages de minerai cuprifère, à l'exclusion des minerais de zinc et de plomb traités à Kipushi.

(2) Nous comprenons, sous cette appellation, les concentrés à teneur suffisamment élevée en cuivre pour être envoyés aux usines métallurgiques de Lubumbashi, Shituru et Luilu. Les concentrés de cuivre, à faible teneur, provenant de la flottation des minerais de zinc et de plomb ne sont pas comptés comme production.

(3) Voici les nouvelles vitesses comparées à celles constatées en 1968 (entre parenthèses):

Sections I à III : broyeurs à barres 23 (20) t./m
 broyeurs à boulets 22 (20)
Sections IV et V: broyeurs à barres 23 (20)
 broyeurs à boulets 21,3 (19)

ment et de l'aménagement de la laverie de Mutoshi ne sont pas encore apparents à partir des chiffres du *tableau 2.1*.

TABLEAU 2.1

Minerais traités et production de cuivre réalisée aux concentrateurs de la Gécamines

Année	Lav. Mutoshi		Lav. Kambore		Kolwezi		Kamoto	
	Minerai en t	Production en t						
1967	1 697 250	16 445	115 286	3 891	3 963 846	182 433	—	—
1968	2 023 200	18 136	217 513	182	3 968 885	187 085	352 036	11 518
1969	1 992 150	30 301	410 492	4 819	4 149 643	198 700	1 763 933	61 278
1970	2 226 650	25 497	330 708	—	4 237 684	196 363	1 854 387	66 425
1971	2 344 080	28 024	199 291	—	4 336 028	211 486	1 983 601	68 368

Année	Kambore		Kakanda		Kipushi		Total	
	Minerai en t	Production en t	Minerai en t	Production en t	Minerai en t (1)	Production en t (1)	Minerai en t	Production en t
1967	960 824	38 120	775 829	33 743	890 612	48 194	8 403 647	322 826
1968	1 057 993	44 134	790 585	33 922	945 255	62 802	9 355 467	345 973
1969	1 057 927	46 112	822 625	33 966	888 627	50 281	11 085 397	425 457
1970	1 218 279	49 829	779 644	31 836	857 267	46 241	11 504 819	416 191
1971	1 390 417	57 259	776 542	30 173	881 464	44 821	11 911 423	440 131

(1) Minerais « ZTX », cobaltifères et germanifères.

Nous nous proposons donc, dans cet article, de décrire le schéma de traitement de la laverie de Mutoshi et des concentrateurs de Kamoto et de Kambove et d'indiquer les principaux résultats métallurgiques obtenus dans ces installations de la GÉCAMINES (4).

(4) Nous décrivons également le flow sheet du concentrateur de Mutoshi, mais qui appartient à la SODIMIZA.

3. LAVERIES ET CONCENTRATEURS DE LA GECAMINES

3.1. LAVERIE DE MUTOSHI

L'exploitation a débuté, à Mutoshi, déjà en 1902 avec un minerai aurifère dont le traitement a été arrêté seulement en 1937.

En réalité, les alluvions aurifères recouvraient un important gisement de cuivre dont les travaux de découverte ont été entrepris déjà à partir de 1941.

La laverie de Mutoshi, appelée antérieurement la laverie de Ruwe, a commencé à travailler au début de 1950. Actuellement, la carrière alimentant cette laverie représente un trou d'un diamètre voisin d'un km et de 150 m de profondeur!

Le minerai exploité consiste en une brèche argilo-talqueuse contenant de la malachite relativement grosse et libérée en grande partie et permettant d'obtenir, par débouillage, une proportion importante de boues à faible teneur pouvant être jetées définitivement. La teneur du minerai envoyé à la laverie est assez faible et varie, d'une année à l'autre, entre 1,3 et 2,6 % de Cu.

Si nous nous basons sur les chiffres du *tableau 2.1*, la laverie de Mutoshi traite par an entre 1,7 et 2,3 millions de tonnes de minerai et fournit une production variant entre 16 445 et 30 301 t de cuivre contenu dans les différents concentrés obtenus.

La *fig. 1* montre le flow sheet simplifié, y compris l'installation en milieu dense, de la laverie de Mutoshi.

Ce flow sheet peut être caractérisé comme suit:

1. Débouillage en trois étages, comprenant l'abattage au monitor dans la trémie, le passage dans un désintégrateur suivi par le lavage au log washer;
2. Concentration en trois étages par triage à la main, par jiggage après concassage à $-1/2''$ et par lavage en milieu dense.

Le minerai, amené par wagons, est déversé dans 5 trémies de 320 m³ dans lesquelles il est abattu à l'aide de moniteurs travail-

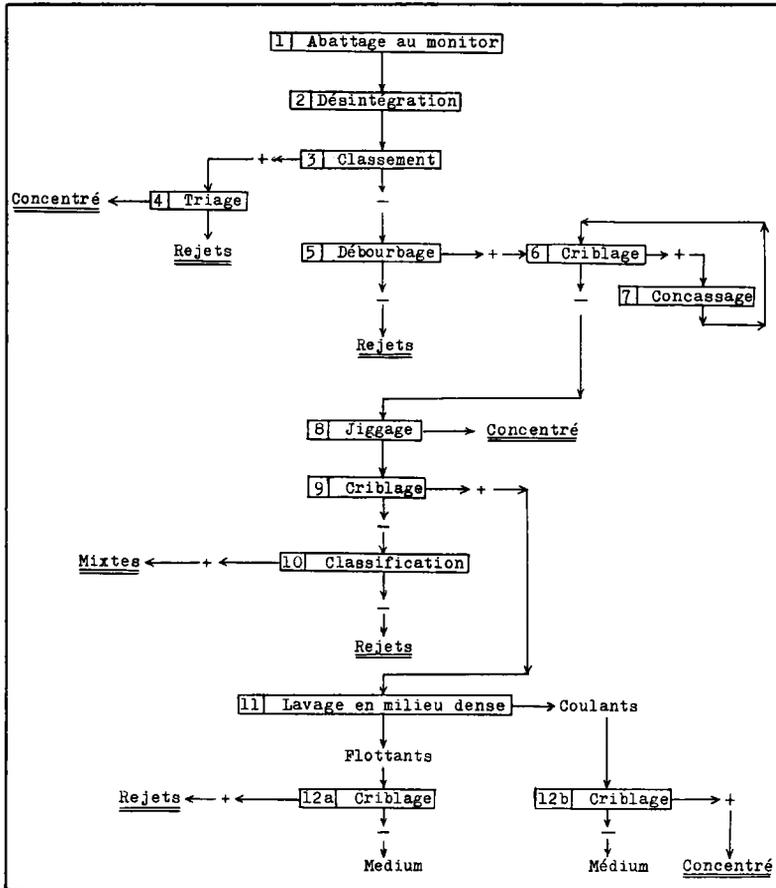


Fig. 1. — Flow sheet simplifié de la laverie de Mutoshi

Laverie de Mutoshi

- 1 5 trémies 320 m³ avec abattage au monitor
- 2 5 désintégrateurs 183 × 427 cm
- 3 5 trommels-classeurs 183 × 122 cm (2")
- 4 Triage à la main
- 5 10 log washers Basse Sambre 844 × 120 cm
- 6 4 tamis vibrants Nordberg 4' × 6' (1/2")
- 7 4 broyeurs à marteaux Carton Ø 65 cm
- 8 12 jigs Bendelari 3' 6 1/4" × 7' 3/8"
- 9 2 tamis vibrants Cribla 6' × 10' (en série) (1; 0,65; 0,50 mm)
- 10 2 classificateurs Akins 24" Simplex
- 11 Cylindre laveur Cribla Ø 400 mm
- 12 2 tamis vibrants Cribla 6' × 10' (en série) (1 mm)

lant à 7 kg/cm^2 . La pulpe passe ensuite dans 5 désintégrateurs $183 \times 427 \text{ cm}$ suivis de 5 trommels-classeurs $183 \times 122 \text{ cm}$ munis de tôles perforées de $2''$. La fraction $+ 2''$ est soumise à un triage à la main et les stériles sont rejetées (1).

La fraction $-2''$ est débourbée dans 10 log washers Basse-Sambre $844 \times 120 \text{ cm}$. Tandis que la surverse est définitivement jetée, le minerai lavé est envoyé, par intermédiaire d'élévateurs à godets, dans 4 tamis vibrants Nordberg $4' \times 6'$ munis de toiles de $1/2''$.

La fraction $+ 1/2''$ est concassée dans 4 broyeurs à marteaux Carton de 65 cm de diamètre, travaillant à $1\,000 \text{ t/m}$, et retourne ensuite, par intermédiaire des élévateurs à godets, en tête des tamis vibrants.

La fraction $-1/2''$ est traitée dans 12 jigs Bendelari $3' 6 \frac{1}{4}'' \times 7' 3/8''$, à 2 compartiments, munis d'une grille de $3/32''$. Les concentrés de grille et les concentrés des huches sont envoyés à l'usine de Lubumbashi, tandis que la majeure partie des rejets des jigs constitue l'alimentation de la nouvelle section de lavage en milieu dense.

Cette section utilise un cylindre laveur suivant le procédé Dynawhirpool (2). L'installation, fournie en entièreté par la société Cribla, est d'une capacité horaire nominale de 45 t .

Les rejets des jigs Bendelari sont d'abord rincés et égouttés sur deux cribles vibrants $6' \times 10'$ placés en série et munis de tamis de $1, 0,65$ et $0,50 \text{ mm}$. Les produits débarassés des fins arrivent alors dans le cylindre laveur de 400 mm de diamètre (*Fig. 2 - in fine*), placé à une pente de l'ordre de 15° , dans lequel on injecte le médium sous une pression voisine de 1 kg/cm^2 . La séparation est effectuée à une densité de $2,65$ qui est maintenue à $\pm 0,03$ près, grâce à un système de régulation de la densité.

Les produits lourds et les produits légers passent ensuite sur un crible d'égouttage $6' \times 10'$ suivi d'un crible de rinçage $6' \times 10'$ munis tous les deux de tamis de 1 mm .

Les produits lourds constituent le concentré définitif qui est mélangé avec les concentrés graveleux des jigs. Les fractions

(1) Des essais sont en cours pour remplacer le triage à la main par un concassage dans un broyeur à percussion Hazemag.

(2) On trouvera les détails d'une installation semblable, par exemple dans [19].

légères sont stockées. Quant aux produits —1 mm éliminés en tête du cylindre laveur, ils passent dans deux classificateurs Akins 24" Simplex, placés en parallèle, qui éliminent l'eau en excès. La sousverse des classificateurs est envoyée au concentrateur de Kolwezi.

Les résultats métallurgiques obtenus, par exemple, en mars 1971, figurent dans le *tableau 3.1*.

TABLEAU 3.1
Résultats métallurgiques de la laverie de Mutoshi
Mars 1971

<i>Produit</i>	<i>Tonnage en t</i>	<i>Teneur Cu en %</i>	<i>Distrib. Cu en %</i>
Triés riches	44	40,91	0,43
Conc. graveleux (1)	7 502	27,82	49,69
Conc. des huches	1 628	28,19	10,93
Mixtes	5 587	10,04	13,35
Conc. plus mixtes	14 761	21,17	74,40
Rejets M.D.	1 127	3,11	0,84
Boues	162 762	0,64	24,76
Alimentation	178 650	2,35	100,00

(1) Y compris les concentrés provenant de la section de lavage en milieu dense.

Le débouillage permet d'éliminer 90,9 % du tonnage traité sous forme de boues à 0,64 % Cu contenant néanmoins presque 25 % du total de cuivre. Malgré que les boues, à la sortie des log washers, sont directement jetées, sans passer par des hydrocyclones, la presque totalité des produits perdus (de l'ordre de 96 %) est à —400 mailles. Ces fractions contiennent 95 % de cuivre contenu dans les boues et ceci rend la récupération de la malachite perdue très problématique, bien que, chaque année, plusieurs milliers de tonnes de cuivre sont ainsi écartés dans la surverse des log washers.

Si l'on compare les résultats figurant dans le *tableau 3.1* avec ceux observés depuis 1967, on constate que les pertes dans les boues, dont la teneur varie normalement de 0,3 à 0,7 % Cu, se sont chiffrées de 23,5 à 28 % du cuivre total. Il faut toutefois signaler que ces pertes étaient quelquefois plus faibles, dans les années précédentes, et que leur valeur s'abaissait en dessous de 20 %.

Pendant la même période, le pourcentage de cuivre récolté sous forme de concentrés finis a varié entre 50 et 64 % du total de l'alimentation. La teneur des concentrés graveleux a oscillé entre 25,6 et 27,2 % Cu, celle des concentrés des huches entre 19,1 et 23,2 % Cu.

Malheureusement, le *tableau 3.1* ne sépare pas les concentrés graveleux, récupérés sur les tamis des jigs, avec les concentrés provenant du lavage en milieu dense. C'est pourquoi, pour pouvoir se faire une idée du fonctionnement de cette section, nous avons représenté, dans le *tableau 3.2*, les résultats obtenus en février 1971.

TABLEAU 3.2
Résultats métallurgiques du lavage en milieu dense à la laverie de Mutoshi
(février 1971)

Produit	Tonnage en t	Teneur Cu en %	Distrib. Cu en %
Concentrés	2 806	28,96	95,38
Rejets	1 475	2,67	4,62
Alimentation	4 281	19,91	100,00

Les concentrés obtenus sont de bonne qualité, mais les rejets, malgré un rendement très élevé, dépassant 95 %, ont encore une teneur appréciable en cuivre. Cependant, il faut faire remarquer que les résultats observés en février 1971 étaient relativement défavorables suite à la teneur d'alimentation fort élevée. Lorsque l'alimentation montre une teneur voisine de 7 % Cu, les rejets de la section de lavage en milieu dense ont des teneurs de l'ordre de 1 % Cu.

Primitivement, cette section était prévue pour remplacer les jigs Bendelari. Cependant, la pratique a montré que l'alimentation directe par le minerai concassé à $-1/2''$ avait de multiples inconvénients se manifestant par de très fortes variations à la fois du débit, de la teneur et de la granulométrie. Comme l'installation de lavage en milieu dense avait été calculée en se basant sur un certain tonnage horaire à la fois des concentrés et des rejets, tout en tenant compte des variations, mais dans certaines limites déterminées, elle n'était pas en mesure d'absorber les très fortes fluctuations du tonnage horaire et de la nature du

minéral. C'est pourquoi l'alimentation de la section de lavage en milieu dense est actuellement constituée par les rejets des jigs Bendelari. Ceci a l'avantage de régler, dans une certaine mesure, le tonnage horaire et d'éliminer, sous forme de concentrés gravimétriques, une partie de la malachite, ce qui régularise la teneur d'alimentation entre certaines limites qui, néanmoins, restent relativement larges. Malheureusement, le passage par les jigs n'affecte guère la granulométrie des produits et des difficultés surgissent chaque fois, lorsque l'alimentation contient un pourcentage anormalement élevé de matières fines. A ce moment, la capacité de lavage des cribles devient insuffisante et ceci provoque une consommation importante de ferrosilicium. C'est ainsi que, pendant le 1er trimestre 1971, cette consommation a varié de 1,2 à 2,0 kg/t (par rapport à l'alimentation du cylindre). Cependant, il faut faire remarquer que, pour d'autres périodes, la consommation de ferrosilicium était inférieure à 1 kg/t.

Notons encore que la laverie de Mutoshi consomme en moyenne 3,7 m³ d'eau par tonne de minéral. La consommation de la force motrice s'élève à 1,74 kWh à la tonne de minéral.

3.2. CONCENTRATEUR DE KAMBOVE

En 1970/71, plusieurs modifications, dont certaines très importantes, ont été apportées au concentrateur de Kambove pour porter sa capacité mensuelle de 90 000 à 120 000 t.

Ces modifications sont les suivantes:

1. Les fractions —3 mm sont éliminées en tête du concassage tertiaire et envoyées directement dans le circuit de broyage.

Cette élimination des fins empêche le colmatage des trémies, qui provoquait précédemment de nombreux ennuis à Kambove, et se manifeste, en même temps, par une légère amélioration de la capacité du concentrateur. Cet aménagement a été apporté en février 1971.

2. Depuis octobre 1970, une troisième section de broyage, comportant un broyeur à barres Marcy 7' × 12' et un tricône Hardinge 9' × 3' × 6' × 8' en circuit fermé avec des hydrocyclones Krebs D20B, a été mise en service.

3. Depuis la même date, le schéma de la flottation des sulfures a été modifié: au lieu d'effectuer la flottation dans 5 bancs parallèles de cellules Agitair 48", on se sert actuellement de 2 bancs parallèles en série avec 2 autres bancs suivis d'un cinquième banc, mais pour les sables seulement.

L'application de ce nouveau flow sheet a permis une augmentation de 33 % du tonnage traité sans devoir installer des cellules de flottation supplémentaires. Le rendement global paraît même avoir augmenté très légèrement, de l'ordre de 0,2 %. Il faut toutefois remarquer que le pourcentage des sulfures récupérés dans les concentrés des oxydes a diminué, ce qui est avantageux pour le traitement métallurgique.

4. Le surbroyage en tête du retraitement, précédemment arrêté, a été remis en marche, à la même date.

Le nouveau flow sheet du concentrateur, représenté par les fig. 3a à 3c, peut être caractérisé comme suit, dans le cas du minerai mixte (3):

1. Concassage en 3 étages en circuit ouvert, avec élimination des fins avant le 3ème étage;
2. Broyage en 2 étages, le dernier en circuit fermé;
3. Flottation des sulfures en 4 étages comportant un ébauchage, un finissage, un épuisage réservé aux sables seuls et un retraitement des mixtes après surbroyage.
4. Flottation des oxydes en 3 étages comportant un ébauchage, un finissage et un épuisage.

Le minerai, amené par des bennes, des wagons, ou provenant du déversement de l'estacade, traverse une trémie de 400 t précédant le concasseur Arbed 1 400 × 1 800 qui donne un produit réduit à environ —10". Celui-ci est concassé ensuite dans un concasseur Symons 7' St. précédé d'un crible vibrant Eliptex 72" × 192" muni d'un treillis de 2". Le passé de ce crible ainsi que le minerai concassé à environ —2" est alors tamisé à l'eau sur un crible vibrant Eliptex 72" × 192" à deux toiles.

(3) Nous ne donnerons pas ici le flow sheet utilisé pour la flottation du minerai oxydé siliceux pour laquelle les deux sections du concentrateur (flottation des sulfures et flottation des oxydes) sont mises en parallèle.

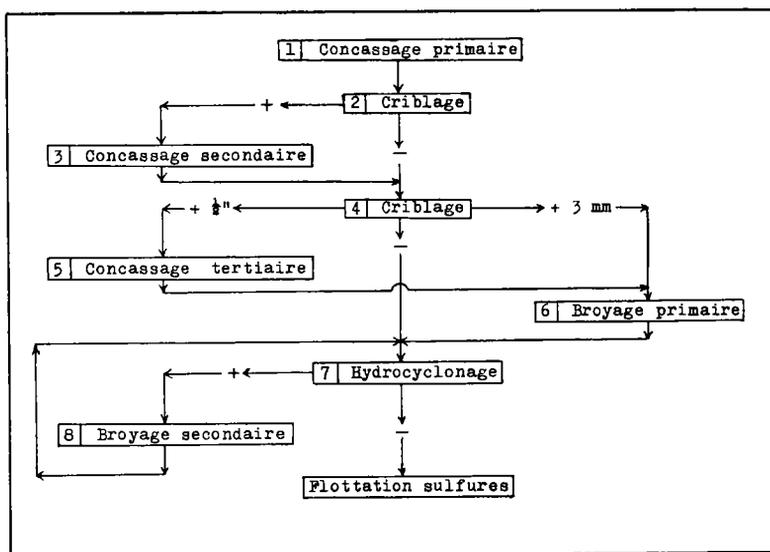


Fig. 3a. — Flow sheet simplifié du concentrateur de Kambove (ateliers de concassage et de broyage)

Concentrateur de Kambove

- 1 Concasseur Arbed 1400 × 1800
- 2 Crible vibrant Eliptex 72" × 192" (2")
- 3 Concasseur Symons 7' St.
- 4 Crible vibrant Eliptex 72" × 192" (1/2"; 3 mm)
- 5 Concasseur Symons 7' Sh. H.
- 6 3 broyeurs à barres Marcy 7' × 12'
- 7 12 hydrocyclones Krebs D20B
- 8 5 broyeurs à boulets Hardinge Tricône 9' × 3' × 6' × 8'
- 9 2 conditionneurs 6 600 × 2 400 (en série)
- 10 2 bancs de 16 cellules Agitair 48"
- 11 2 bancs de 16 cellules Agitair 48"
- 12 3 hydrocyclones Krebs D20B
- 13 1 banc de 16 cellules Agitair 48"
- 14 10 hydrocyclones Krebs D10B
- 15 Broyeur à boulets Marcy 7' × 12'
- 16 Epaississeur 21 437 × 2 178
- 17 1 banc de 16 cellules Agitair 48"
- 18 4 bancs de 8 cellules Denver 43"
- 19 Epaississeur 12 200 × 3 150
- 20 2 filtres à disques Dorr-Oliver 8 1/2'
- 21 2 conditionneurs 6 600 × 2 400 (en série)
- 22 5 bancs de 6 cellules Denver 43"
- 23 5 bancs de 10 cellules Denver 43"
- 24 4 bancs de 8 cellules Denver 43"
- 25 2 épaississeurs 12 200 × 3 150
- 26 2 filtres à disques Dorr-Oliver 8 1/2'

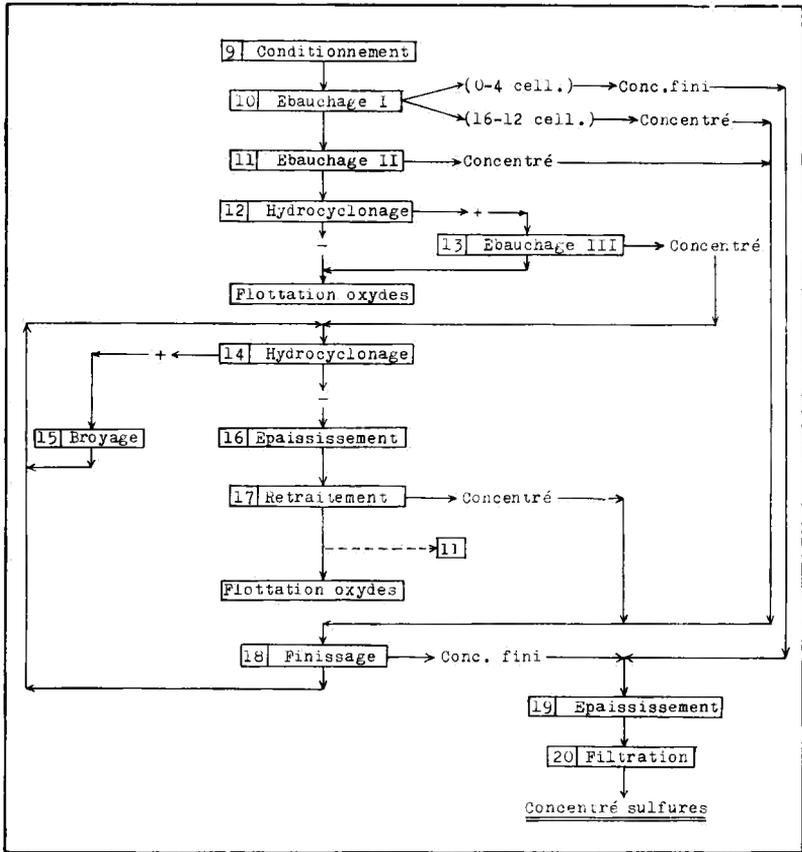


Fig. 3b. — Flow sheet simplifié du concentrateur de Kambove (flottation des sulfures)

La fraction $+1/2''$ est concassée dans un Symons 7' Sh.H. La fraction $-1/2'' + 3$ mm est envoyée au stockage en tête de l'atelier de broyage. Quant à la fraction -3 mm, elle est pompée directement vers les baches des pompes alimentant les hydrocyclones du circuit de broyage.

Le stockage du minerai est effectué dans 5 trémies d'une capacité voisine de 6 000 t. L'alimentation des broyeurs à barres est constituée par un minerai contenant environ 15 % $+3/4''$ et 23 % -10 mailles. Le premier étage de broyage comporte 3

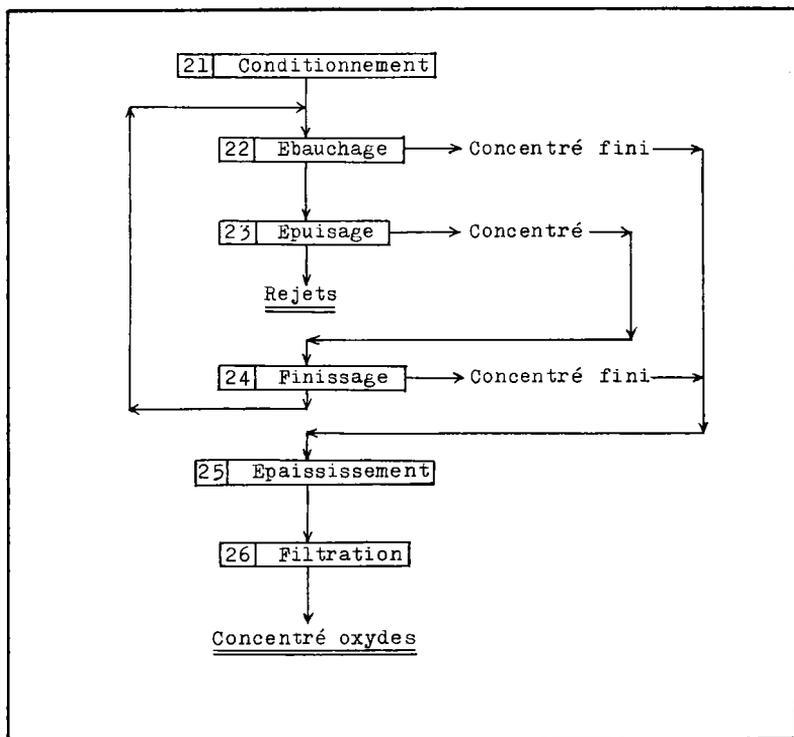


Fig. 3c. — Flow sheet simplifié du concentrateur de Kambove (flottation des oxydes)

broyeurs à barres Marcy 7' × 12' travaillant à 23 t/m (4). La charge broyante est constituée par des barres de 3 1/2" et 3". A la sortie de ces broyeurs, la pulpe présente une densité voisine de 2,000 et possède une granulométrie de 7% +6 mailles et 9% —200 mailles. La pulpe est ensuite pompée dans 12 hydrocyclones Krebs D20B, qui fonctionnent sous 0,7 kg/cm², dont la sousverse, à une densité voisine de 1,800, est broyée dans 5 broyeurs à boulets Hardinge Tricône 9' × 3' × 6' × 8', à revêtement en caoutchouc, travaillant à 21,3 t/m (4) et utilisant des boulets de 2 1/2". Le minerai broyé retourne aux hydrocyclones

(4) Lors de la transformation de ce concentrateur les vitesses de rotation des broyeurs à barres et des broyeurs tricônes, semblables à ceux des sections IV et V de Kolwezi, ont été augmentées à partir de respectivement 20 et 17 t/m.

dont la surverse, à une densité de 1,300 et à une granulométrie de 5,5 % +65 mailles et 72 % —200 mailles, constitue l'alimentation de la flottation.

Le conditionnement de la pulpe est réalisé dans 2 agitateurs 6 600 × 2 400 placés en série. Le conditionneur en amont reçoit l'éthylxanthate de potassium, le moussant 41 G (5) et un peu de sulfhydrate de sodium (pour resulfurer les sulfures altérés à leur surface), du carbonate de sodium et du silicate de sodium. Une partie du xanthate est ajoutée dans le conditionneur aval. Le pH de 9,2 est obtenu en additionnant du lait de chaux à la pulpe déjà en tête des broyeurs à barres.

La pulpe passe d'abord par deux bancs d'ébauchage placés en parallèle, comprenant chacun 16 cellules Agitair 48" (anciens bancs 3 + 4). Lorsque l'alimentation est riche, les 3-4 premières cellules donnent un concentré fini. Dans le cas contraire, ce concentré est ajouté à celui récolté aux autres cellules. Le finissage du concentré ébauché est fait dans 4 bancs comprenant chacun 8 cellules Denver Sub A n° 24 (43"). Après épaissement dans un décanteur 12 200 × 3 150 et passage dans 2 filtres Dorr-Oliver à disques de 8 1/2', on obtient le concentré définitif des sulfures. Le gâteau des filtres a une humidité de 16-19 %.

Les rejets des bancs « 3 + 4 » sont pompés vers la seconde partie de l'ébauchage comprenant également 2 bancs à chacun 16 cellules Agitair 48" (anciens bancs 1 + 2). Le concentré est envoyé vers la section de finissage, tandis que les rejets sont pompés dans 3 hydrocyclones Krebs D20B, travaillant sous 0,7 —1,0 kg/cm², en vue de l'élimination des fractions fines. La sousverse est diluée à une densité de 1,450 et passe dans un banc de 16 cellules Agitair 48" (ancien banc 5) où a lieu l'épuisage.

Le concentré des cellules d'épuisage ainsi que les rejets du finissage vont vers la section de retraitement qui comprend d'abord un circuit de broyage constitué par 10 hydrocyclones D10B travaillant sous une pression de 0,7 kg/cm² et un broyeur tube Marcy 7' × 12' utilisant des boulets de 1 1/2" et de 1". Après épaissement dans un décanteur 21 437 × 2 178, la surverse, à une densité voisine de 1,200 et à une granulométrie 90-95 % —200 mailles, est reflottée dans un banc de 16 cellules

(5) Qui a remplacé récemment les Aerofroth 77 et 65.

Agitair 48" (ancien banc 6) qui fournit un concentré envoyé au finissage et des rejets qui, suivant leur composition, sont soit envoyés pour la flottation des oxydes, soit retournent en tête de la seconde partie de l'ébauchage (anciens bancs 1+2).

La section de la flottation des oxydes n'a pas subi de modifications. Après passage dans 2 conditionneurs $6\ 600 \times 2\ 400$, placés en série, les rejets de la flottation des sulfures passent dans 5 bancs de 16 cellules Denver n° 24 qui travaillent comme dégrossisseurs. Le concentré des 6 premières cellules est considéré comme un concentré définitif, tandis que le reste du concentré est reflotté dans 4 bancs de 8 cellules Denver n° 24 qui donnent un concentré fini et un rejet qui est renvoyé en tête des cellules d'ébauchage.

L'élimination de l'eau, dans les concentrés finis, est effectuée dans 2 épaisseurs $12\ 200 \times 3\ 150$, placés en parallèle, suivis par 2 filtres Dorr-Oliver à 8 disques $8\ 1/2'$. Le gâteau obtenu a une humidité de 18 - 22 %.

L'amyloxanthate, l'émulsion et l'acide crésylique sont ajoutés dans les conditionneurs en tête de la flottation, tandis que le sulfhydrate de sodium est distribué dans les conditionneurs et directement dans les cellules de flottation. Le pH varie entre 10,2, à l'entrée, et 10,5 à la sortie.

Nous avons représenté, dans le *tableau 3.3*, les résultats métallurgiques obtenus en décembre 1970, donc déjà deux mois après la transformation apportée au concentrateur.

TABLEAU 3.3
Résultats métallurgiques du concentrateur de Kambove (décembre 1970)

<i>Produit</i>	Tonnage en t	Teneur Cu en %	Distrib. Cu en %	Teneur Co en %	Distrib. Co en %
Concentrés sulfurés	6 536	50,67	73,27	2,34	50,99
Concentrés oxydés	2 968	19,44	12,77	0,74	7,77
Rejets	113 954	0,55	13,96	0,10	41,24
Alimentation	123 458	3,66	100,00	0,23	100,00

Le tonnage traité a atteint 123 458 t, ce qui représente le chiffre le plus élevé obtenu jusqu'à fin 1970. Par contre, la teneur

d'alimentation était particulièrement faible en décembre: 3,66 % Cu total, dont 0,78 % Cu oxyde.

Le rendement de récupération du cuivre est près de 86 %, ce qui est normal, celui du cobalt voisin de 59 %, ce qui est plutôt faible.

Notons encore que le rendement du cuivre sulfure s'élève à un total de 94,0 %, dont 4,1 % dans les concentrés dolomitiques. Quant au rendement du cuivre oxyde, il s'établit à 56,7 %, dont 10,3 % dans les concentrés sulfurés.

Si nous examinons, à titre de comparaison, les résultats obtenus pendant le premier semestre 1970, nous constatons que la teneur d'alimentation a varié de 4,5 à 5,0 % Cu et de 0,19 à 0,30 % Co (6). La teneur des rejets a varié de 0,60 à 0,96 % Cu et de 0,08 à 0,15 % Co. Le rendement de récupération global se situait entre 79,1 et 90,8% pour le cuivre et entre 49,9 et 63,3 % pour le cobalt. Enfin, les concentrés sulfurés avaient des teneurs variant de 44,4 à 51,9 % Cu et de 1,2 à 1,9 % Co, les concentrés dolomitiques de 18,3 à 20,0 % Cu et de 0,7 à 1,2 % Co.

Les consommations observées, en décembre 1970, sont réunies dans le *tableau 3.4* qui donne aussi, à titre de comparaison, celles obtenues pendant le premier semestre 1970.

TABLEAU 3.4
Consommations diverses au concentrateur de Kambove (en g/t)

<i>Produits</i>	<i>Décembre 1970</i>	<i>1er semestre 1970</i>
Barres	172	116 — 202
Boulets	705	488 — 665
Ethylxanthate	157	108 — 116
Aerofroth 77 et 65	74	48 — 90
Gasoil	41	5 — 85
Huile de palme	15	8 — 17
NaHS	548	1 400 — 1 690
Amylxanthate	90	38 — 115
Acide crésilique	7	9 — 41
Na ₂ CO ₃	122	101 — 318
Silicate de Na	266	389 — 466
Chaux	923	603 — 1 612
Separan	5	3 — 6

(6) Il s'agit de variations mensuelles.

Notons encore que la capacité horaire des broyeurs à barres était de 58,3 t et celle des broyeurs Tricônes 35,2 t, en décembre 1970. La consommation de l'énergie électrique était de 24,74 kWh/t.

Enfin, la main-d'œuvre a comporté, en décembre 1970, 13 agents dont 3 africains. L'effectif des ouvriers s'est élevé à 185, dont 22 occupés au laboratoire.

3.3. CONCENTRATEUR DE KAMOTO

Rappelons que les fondations du concentrateur de Kamoto ont été commencées déjà en 1963, mais que le travail a été ensuite arrêté suite à la situation politique en 1964. Ce n'est qu'au début de 1966 que les travaux de construction ont été repris.

La première section a commencé à travailler en octobre 1968 avec une capacité nominale de 1 800 000 t par an qui, cependant, a été dépassée déjà en 1970.

Le concentrateur de Kamoto a été décrit brièvement par notre confrère J. DE CUYPER [11] qui a attiré l'attention sur les innovations introduites, en particulier sur la section de broyage auto-gène et sur la souplesse du circuit de flottation pouvant être adapté aux caractéristiques du minerai traité (7,8).

Nous nous contenterons donc d'indiquer, dans cet article, seulement quelques détails concernant la marche de cette section et de donner ses résultats métallurgiques.

Au début, le fonctionnement du concentrateur de Kamoto n'était pas tout à fait satisfaisant. En particulier, le rendement de récupération était trop faible. Cependant, dans la suite, ce défaut a été éliminé principalement par l'installation de conditionneurs en tête de la section de flottation des oxydes et en tête du retraitement des oxydes.

Le circuit de broyage de Kamoto mérite une attention particulière. En effet, c'est à Kamoto où, pour la première fois, le broyage autogène a été utilisé pour la comminution des minerais cuprifères au Shaba. Disons immédiatement que les résultats

(7) Voir aussi les articles [2] et [6].

(8) Voir les fig. 5 à 7 (*in fine*).

obtenus avec les deux Cascade Mills Hardinge peuvent être considérés comme très satisfaisants et à aucun moment on a dû avoir recours au broyeur à boulets installé en parallèle pour le cas où des difficultés auraient surgi.

Pendant la période du 9 février au 16 mars 1971, un des deux circuits de broyage a été étudié d'une façon détaillée et nous connaissons, pour cette période, les granulométries à la fois à la décharge du broyeur autogène, de la sousverse des hydrocyclones et de leur surverse [22]. Le *tableau 3.5* montre les moyennes obtenues (pour 28 mesures), ainsi que les variations extrêmes observées pour chaque classe granulométrique.

Ces variations fort importantes sont dues aux changements de la nature et surtout de la dureté de l'alimentation. La charge circulante, calculée chaque fois à partir de ces granulométries, s'élève, en moyenne, à 181 %. Mais sa valeur varie entre 66 et 280 %.

L'étude effectuée montre que la dureté du minerai, estimée par l'énergie spécifique consommée au broyage, agit sensiblement sur la charge circulante, les minerais durs conduisant à une faible charge circulante et vice versa [22].

Le *tableau 3.6* montre les résultats métallurgiques obtenus en 1970. Le rendement global du cuivre est de 84,76 %, celui du cobalt 66,32 %. En 1969 et fin 1968, la récupération totale du cuivre était respectivement 81,86 % et 76,02 %, celle du cobalt 60,10 % et 57,51 %. On remarque donc l'amélioration réalisée.

TABLEAU 3.6
Résultats métallurgiques du concentrateur de Kamoto en 1970

Produit	Tonnage en t	Teneur Cu en %	Distrib. Cu en %	Teneur Co en %	Distrib. Co en %
Concentrés sulfurés	105 821	43,62	58,90	2,18	34,15
Concentrés oxydés	107 288	18,89	25,86	3,07	32,17
Rejets	1 641 757	0,73	15,24	0,20	33,68
Alimentation	1 854 866	4,23	100,00	0,55	100,00

TABLEAU 3.5
Granulométries observées dans le circuit du broyage du concentrateur de Kamoto (9 février au 15 mars 1971)

Fractions	Décharge broyeur autogène		Sousverse hydrocyclones		Surverse hydrocyclones	
	Moyenne	Extrêmes	Moyenne	Extrêmes	Moyenne	Extrêmes
+ 65	20,7	9,6 — 41,9	38,7	26,5 — 58,4	0,9	0,0 — 6,8
— 65 + 100	8,4	4,7 — 12,9	11,4	6,3 — 14,9	1,7	0,1 — 7,2
— 100 + 200	21,1	17,7 — 24,8	23,0	14,8 — 26,4	16,5	6,1 — 23,9
— 200 + 400	15,7	8,4 — 21,9	10,1	4,8 — 17,0	24,0	18,7 — 33,3
— 400 sables	13,2	8,2 — 17,9	7,4	4,5 — 12,1	19,5	15,2 — 25,3
— 400 boues	20,9	10,6 — 31,5	9,4	4,8 — 15,6	37,4	25,4 — 47,7

Depuis 1970, une nouvelle innovation apportée au concentrateur de Kamoto consiste dans la séparation chalcosine-carrollite à partir des concentrés obtenus par la flottation des sulfures. Pour déprimer la carrollite, on refflotte les concentrés sulfurés, après surbroyage en circuit ouvert et addition de chaux (pH 12) et de cyanure de sodium, dans un banc de 8 cellules Fagergren 66". On obtient un concentré riche en cuivre et un rejet enrichi en cobalt contenant la majeure partie de ce dernier. Ceci permet d'envoyer le concentré à l'usine de Lubumbashi (où le cobalt passe dans les scories), tandis que les rejets sont pompés à l'usine de Luilu.

Notons aussi que ces concentrés enrichis en cuivre ont une vitesse de fusion sensiblement plus élevée que celle des concentrés ordinaires et ceci a permis d'augmenter la capacité des usines de Lubumbashi.

Le *tableau 3.7* montre, à titre d'exemple, les résultats obtenus du 4 au 20 février 1971, déjà après rebroyage préalable des concentrés. Comme on peut le constater, presque 90 % du cobalt restent dans les rejets de la flottation.

TABLEAU 3.7
Séparation chalcosine-carrollite au concentrateur de Kamoto
du 4 février au 20 février 1971

Produit	Tonnage en t	Teneur Cu en %	Distrib. Cu en %	Teneur Co en %	Distrib. Co en %
Concentré sulf. Cu	716	67,32	31,71	2,28	10,55
Concentré sulf. Co (rejet)	2 624	39,56	68,29	5,27	89,45
Alimentation	3 340	45,51	100,00	4,63	100,00

Enfin, nous avons résumé, dans le *tableau 3.8*, les diverses consommations observées en 1969 et 1970.

L'énergie électrique consommée en 1969 et 1970 était respectivement 38,12 et 33,65 kWh/t.

Notons aussi que la main-d'œuvre occupée au concentrateur de Kamoto s'est composée, fin janvier 1971, de 20 agents cadres et de 167 ouvriers, dont 22 pour le laboratoire.

TABLEAU 3.8
Consommations diverses au concentrateur de Kamoto (en g/t)

<i>Produits</i>	1969	1970
Boulets	198	217
Ethylxanthate	91	79
Aerofroth 77 et 65	74	2
Frother 41 G	16	68
Gasoil	46	73
Huile de palme		
Unitol	5	3
NaHS	988	1 594
Amyl xanthate	96	114
Acide crésilique	13	21
Na ₂ CO ₃	3	6
Silicate de Na	142	232
Chaux	923	930
Separan	1	—

Le démarrage de Kamoto II est prévu pour le 1er juillet 1972. Le concentrateur traitera par jour, 5 000 t de minerai à environ 4 % Cu. L'alimentation sera constituée uniquement par un minerai sulfuré, le minerai mixte étant réservé à Kamoto I. C'est pourquoi on s'attend à un rendement de récupération de 94-95 % conduisant à une production journalière voisine de 190 t de cuivre, soit à peu près 68 000 t de cuivre par an.

Nous avons représenté le flow sheet simplifié de Kamoto II dans la *fig. 8*. Le traitement sera fait d'après un schéma analogue à celui utilisé avec succès à Kamoto I, sauf que le concentrateur de Kamoto II n'aura qu'une seule section destinée à la flottation des sulfures. A la place des cellules de flottation Fagergren 66", Kamoto II sera doté de cellules Fagergren 300 cu. ft. qui avaient été précédemment essayées à Kamoto I.

Nous pouvons caractériser le flow sheet de Kamoto II comme suit:

1. Concassage en un étage suivi de broyage autogène en un étage, en circuit fermé.
2. Flottation des sulfures de cuivre en 4 étages comportant un ébauchage, un retraitement après surbroyage en circuit fermé, un finissage et un refinissage.
3. Séparation chalcosine - carrolite.

Après concassage primaire dans un concasseur giratoire Allis Chalmers Hydrocone 4265, installé dans les souterrains, le mine-

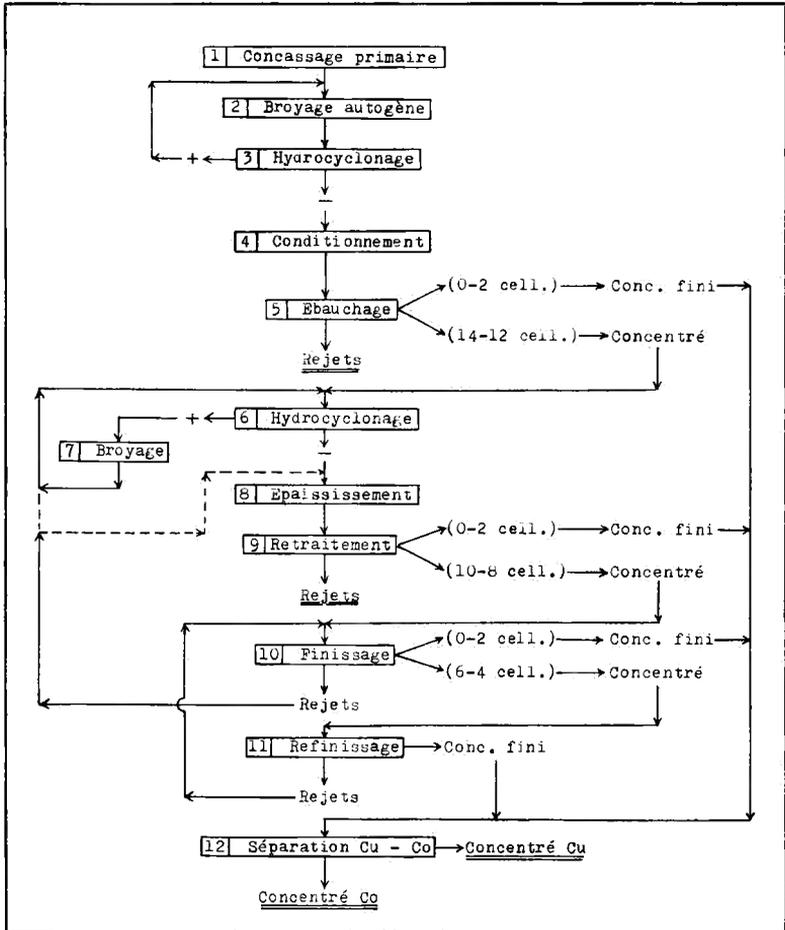


Fig. 8. — Flow sheet simplifié du concentrateur de Kamoto II

Concentrateur de Kamoto II

- 1 Concasseur Allis Chalmers Hydrocone 4265
- 2 broyeurs Cascade Hardinge 28' × 10'
- 3 20 hydrocyclones Krebs D15B
- 4 Conditionneur Denver 4 500 × 3 800
- 5 3 bancs de 14 cellules Fagergren 300 cu.ft.
- 6 12 hydrocyclones Krebs D15B
- 7 2 broyeurs à boulets Marcy 10'8" × 16'
- 8 2 épaisseurs Fraser-Chalmers 150'
- 9 2 bancs de 10 cellules Fagergren 300 cu.ft.
- 10 2 bancs de 6 cellules Fagergren 300 cu.ft.
- 11 1 banc de 4 cellules Fagergren 300 cu.ft.
- 12 3 bancs de 4 cellules Fagergren 66"

rai est broyé dans deux circuits de broyage comportant chacun un broyeur autogène Hardinge 28' × 10' en circuit fermé avec 10 hydrocyclones Krebs D15B. Après passage dans un conditionneur Denver 4 500 × 3 800, la pulpe arrive dans les machines d'ébauchage constituées par 3 bancs de 14 cellules Fagergren 300 cu.ft. Ces bancs peuvent travailler en parallèle ou en série (deux bancs suivis par le troisième). Il est possible de prélever le concentré récolté dans les premières cellules (0 à 2) et de l'envoyer directement à la séparation chalcosine-carrolite. Le reste du concentré provenant des cellules de l'ébauchage est surbroyé dans deux circuits parallèles comportant chacun 6 hydrocyclones Krebs D15B et un broyeur à boulets Marcy 10'8" × 16'. L'overflow des hydrocyclones, après épaissement dans deux décan-teurs Fraser-Chalmers de 150' de diamètre, est soumis au retraitement dans deux bancs de 10 cellules Fagergren 300 cu.ft. qui, encore une fois, peuvent travailler en parallèle ou en série et, de nouveau, il est possible de prélever un concentré fini dans les premières cellules (0 à 2). Tandis que les rejets du retraitement sont jetés, les concentrés subissent un premier finissage dans deux bancs de 6 cellules Fagergren 300 cu. ft. qui permettent de séparer un concentré fini, dans les premières cellules (0 à 2). Les rejets du finissage sont recyclés en tête du retraitement. Les concentrés subissent un refinissage dans un banc de 4 cellules Fagergren 300 cu.ft. dont les rejets retournent au finissage. Enfin, la séparation chalcosine-carrolite est effectuée, ensemble pour les deux sections de Kamoto, dans 3 bancs de 4 cellules Fagergren 66".

Nous voyons donc que le flow sheet de Kamoto II est basé sur l'expérience acquise à Kamoto I et qu'il est de nouveau très souple permettant de travailler en parallèle ou en série avec certaines machines de flottation et de prélever, si nécessaire, un concentré fini dans les premières cellules des divers étages de la flottation.

4. REALISATIONS DE LA SODIMIZA

4.0. GÉNÉRALITÉS

La Compagnie de Développement Minier du Zaïre, dite CODEMIZA (anciennement CODEMICO), a été constituée suite à la convention minière intervenue à la date du 18 décembre 1967, entre la République du Zaïre et la Nippon Mining Company. Ensuite, le 17 avril 1969, la CODEMIZA a fondé, avec la participation de la République du Zaïre, la Société de Développement Industriel et Minier du Zaïre, la SODIMIZA (anciennement SODIMICO), dont l'objet est la mise en valeur des activités minières.

La République du Zaïre possède une participation de 15 % (1) dans la SODIMIZA, le reste étant souscrit par la CODEMIZA et par d'autres sociétés japonaises (2). Le capital initial a été fixé d'abord à 100 000 Z, mais, ensuite, il a été augmenté à 1 500 000 Z.

La SODIMIZA a obtenu, en juillet 1969, une concession minière d'une superficie de 57 780 ha dans la région de Musoshi et les travaux de mise en valeur de ce gisement ont débuté à partir de la même année. La société espère que l'exploitation commencera en octobre 1972.

Les fonds nécessaires pour la mise en valeur de Musoshi ont été fournis par la CODEMIZA qui a prêté une somme de 35 000 000 Z destinés à la fourniture des machines et du matériel, à l'assistance technique et à l'affectation de la main-d'œuvre, dont une partie est constituée par le personnel japonais.

Nous donnerons un peu plus loin des détails concernant le gisement de Musoshi. Mais signalons encore que la SODIMIZA

(1) Cette participation peut être augmentée d'abord à 35 % et, plus tard, jusqu'à maximum 50 %.

(2) Voir [3, 55] pour la participation des sociétés intéressées.

s'intéresse également à un autre gisement près de Kinsenda, à 25 km de Musoshi. Les réserves de ce second gisement sont estimées à 30 000 000 t de minerai à une teneur moyenne de plus de 4 %. Les travaux de prospection sont encore poursuivis, mais il est certain que le gisement de Kinsenda pourra être exploité dans un avenir rapproché.

L'implantation de la SODIMIZA dans le Shaba méridional n'est guère due à un hasard ou aux travaux de recherche entrepris uniquement par cette société. En effet, les gisements de Musoshi et de Kinsenda étaient connus et même partiellement étudiés depuis de nombreuses années. Déjà en 1936, à l'initiative de la société SUDKAT, filiale de l'Union Minière, GYSIN [17], dans son travail sur les minerais de cuivre du Katanga méridional, avait étudié la paragenèse des minerais des gîtes de Musoshi et Kinsenda et avait signalé qu'elle rappelle celles trouvées pour la Zambie. Ensuite, en 1939, A. JAMOTTE [20] avait étudié en détail les échantillons provenant de 31 sondages faits à Musoshi. Plus tard, en 1946, A. JAMOTTE [21] avait publié un travail analogue sur le gisement de Kinsenda. Enfin, CAHEN [9, 495] cite une teneur moyenne de 3,5 à 4,5 % Cu pour ces gisements.

4.1. CONCENTRATEUR DE MUSOSHI

Le gisement de Musoshi est situé à quelque 70 km de Lubumbashi, sur la route vers Sakania.

Le service géologique de la SODIMIZA a eu l'amabilité de nous faire parvenir des renseignements détaillés concernant la stratigraphie du gisement de Musoshi qui nous ont permis de faire la description suivante:

La zone de Musoshi se situe dans la prolongation de la couche minéralisée en direction de la Zambie qui s'étend sur le flanc sud-est de l'anticlinal de Kafwe.

Elle constitue le flanc nord du dôme de Konkolo, formé par le « complexe de base » et la direction des couches minéralisées est NWW - SEE, avec une inclinaison de 10 à 30° dans la partie nord et, plus accusée, de 50 à 60°, dans la partie sud du gisement.

La stratigraphie de la zone est composée, de bas en haut, par le complexe de base pré-Katanga, le Système du Roan et par le Système du Kundelungu.

La couche minéralisée est installée dans la série inférieure du Roan et repose sur la couche de base formée de « siltstone » (siltite) qui correspond au « Ore Shale » en Zambie.

Dans l'assise des siltstones, on constate que la composition des couches devient graduellement moins fine de bas en haut et, parallèlement, la teneur en cuivre de moins en moins élevée. La minéralisation intéressante est concentrée dans la couche inférieure à granulométrie très fine.

Le cuivre se présente sous forme de chalcopryrite, bornite, chalcosine, digénite et malachite, les deux premiers étant nettement prédominants en quantité.

Dans ces « siltstones » minéralisées, on peut remarquer une disposition en trois zones superposées, caractérisées respectivement, de bas en haut, par la bornite, la chalcopryrite et la pyrite.

La longueur de l'affleurement de la couche minéralisée est de 12 km. Elle dépasse la frontière de la Zambie et arrive jusqu'au gisement de Konkola, de sorte que la longueur totale atteint 30 km.

Suivant l'inclinaison, la couche minéralisée est rencontrée par forage jusqu'à 1 200 m. Son épaisseur est voisine de 20 m, y compris les minerais de faible teneur.

Jusqu'à 50 m de profondeur, les minerais de cuivre sont ou bien oxydés ou bien dissous. A partir de cette profondeur, les minerais sont enrichis par précipitation secondaire sur une faible hauteur. Sous cette zone enrichie, on rentre dans le minerai sulfuré primaire.

Comme nous l'avons fait déjà remarquer, la minéralisation se trouve dans des roches siliceuses et est constituée surtout par la bornite, avec un peu de chalcosine et de chalcopryrite. La pyrite est pratiquement absente. Dans les parties superficielles du gisement, les minéraux oxydés se trouvent surtout sous forme de malachite. Les principaux éléments de la gangue sont le quartz, le feldspath (essentiellement de l'orthoclase) et des micas blanc et noir.

L'ensemble des réserves, pour une largeur de 12 m, se chiffre à 110 000 000 t de minerai à une teneur de 2,11 % Cu [3, 55]. La partie centrale, d'une largeur de 7,5 m, contient environ 33 000 000 t à 3,6 % Cu [3, 55].

Le puits actuel atteint le niveau de 330 m, mais on prévoit sa prolongation jusqu'à 450 m, dans les années à venir. L'exploitation sera faite par la méthode dite « sub level stoping ».

La capacité nominale du concentrateur de Musoshi est de 5 000 t en 24 heures. Le tonnage mensuel est estimé à 140 000 t. L'alimentation sera constituée par un minerai à 3,60 % Cu total, dont 0,3 % Cu oxydé. On s'attend à des rejets à 0,47 % Cu, ce

qui correspond à un rendement de récupération voisin de 87 %. Ce chiffre peut paraître relativement faible; il s'explique par la présence des oxydes de cuivre qui resteront, en majorité, dans les rejets. La production mensuelle sera voisine de 12 000 t de concentrés à 36 % Cu, soit environ 4 300 t de cuivre par mois. Ces concentrés seront expédiés en vrac par chemin de fer jusqu'à Beira (Mozambique) et transportés ensuite, par minéraliers, jusqu'au Japon (3).

Le flow sheet du concentrateur de Musoshi peut être caractérisé comme suit (voir *fig. 9a* et *9b*):

1. Concassage en 3 étages, en circuit ouvert;
2. Broyage en 3 étages, tous les trois en circuit fermé, le troisième avant l'épuisage;
3. Flottation en 5 étages comprenant un ébauchage, un épui-sage, deux finissages et un retraitement des rejets des finissages, avec rebroyage en tête de l'épuisage et du retraitement.

Il s'agit d'un flow sheet classique utilisant des procédés mis à l'épreuve depuis de nombreuses années.

Après concassage à —6" du minerai abattu, dans un concasseur à mâchoires 42" × 48", installé dans les souterrains au niveau de 250 m, le minerai est remonté à la surface et réduit à environ —20 mm successivement dans un concasseur à cône 7' St. et deux concasseurs à cône 6' Sh. H., le premier précédé d'un tamis vibrant 1,8 × 2,4 m muni d'une toile de 40 mm, les deux autres de deux tamis vibrants 1,8 × 2,4 m munis de toiles de 19 mm. Notons la présence d'une trémie de 300 t à la sortie du skip et d'une aire de stockage d'une capacité de 6 000 t, entre le concassage secondaire et le concassage tertiaire. Le minerai est finalement stocké dans 6 trémies cylindriques d'une capacité totale de 5 000 t.

L'atelier de broyage est constitué par deux circuits de broyage parallèles comportant chacun un broyeur à barres 3,0 × 4,2 m (*fig. 10 - in fine*) en circuit fermé avec un tamis vibrant 0,9 × 1,8 m muni d'un trilllis de 3 mm, et deux broyeurs à boulets

(3) Au lieu d'exporter les concentrés sulfurés tels quels, la SODIMIZA pourrait aussi adopter une solution intermédiaire comportant le traitement de ces concentrés par agglomération et par fusion dans une usine métallurgique au Zaïre même et en exportant au Japon des mattes contenant au moins 65 % de cuivre.

3,3 × 5,1 m (fig. 11 - *in fine*) en circuit fermé avec 4 hydrocyclones de 500 mm travaillant sous 1 kg/cm². Les broyeurs à barres tournent à une vitesse de 17 t/m et utilisent des barres de 4". La dilution à l'entrée est de 70 % solides. La vitesse des broyeurs à boulets est de 18 t/m. Le diamètre des boulets utilisés est de 1 1/2" et de 1".

L'overflow des hydrocyclones, contenant 20 % solides et montrant la granulométrie de 80 % — 200 mailles, est pompé dans un épaisseur de 45 m de diamètre dont la surverse est stockée dans un bassin de décantation de 4 000 t.

La sousverse de l'épaisseur, à 33 % solides, est pompée vers l'atelier de flottation où la pulpe est d'abord conditionnée, dans deux agitateurs 3,0 m placés en série, avec de l'isopropylxanthate de sodium et de la chaux pour obtenir un pH de 10. La flottation

Concentrateur de Musoshi

- 1 Concasseur à mâchoires 42" × 48"
- 2 Tamis vibrant 1,8 × 4,2 m
- 3 Concasseur à cône 7' St.
- 4 2 tamis vibrants 1,8 × 4,2 m
- 5 2 concasseurs à cône 6' Sh. H.
- 6 2 broyeurs à barres 3,0 × 4,2 m
- 7 2 tamis vibrants 0,9 × 1,8 m
- 8 16 hydrocyclones 500 mm
- 9 4 broyeurs à boulets 3,3 × 5,1 m
- 10 Epaisseur 45 m
- 11 2 conditionneurs 3,0 m (en série)
- 12 3 bancs de 12 cellules Agitair n° 60
- 13 4 hydrocyclones 300 mm
- 14 Broyeur à boulets 3,3 × 5,1 m
- 15 4 hydrocyclones 300 mm
- 16 Conditionneur 3,0 m
- 17 3 bancs de 12 cellules Agitair n° 60
- 18 Epaisseur 45 m
- 19 Conditionneur 2,4 m
- 20 1 banc de 10 cellules Agitair n° 60
- 21 Epaisseur 20 m
- 22 Broyeur à boulets 2,4 × 4,8 m
- 23 3 hydrocyclones 200 mm
- 24 Conditionneur 2,4 m
- 25 1 banc de 12 cellules Agitair n° 60
- 26 Conditionneur 2,4 m
- 27 7 bancs de 8 cellules Denver n° 24
- 28 Epaisseur 20 m
- 29 Filtre à disques 3 m

a lieu ensuite dans 3 bancs de 12 cellules Agitair n° 60 (fig. 12 - *in fine*) en présence de Dow Froth 250.

Le concentré ébauché est pompé dans un conditionneur 2,4 m et subit un premier finissage dans un banc de 10 cellules Agitair n° 60. Le nouveau concentré repasse par un conditionneur 2,4 m pour être soumis au second finissage dans 7 bancs de 8 cellules Denver n° 24.

Enfin, le concentré définitif est d'abord épaissi dans un décan-
teur de 20 m et finalement pompé dans un filtre à 12 disques de
3,0 m de diamètre. On obtient ainsi un gâteau à 16 % d'eau dont
l'humidité est réduite à 9 % dans un séchoir rotatif $2,5 \times 18,0$ m.

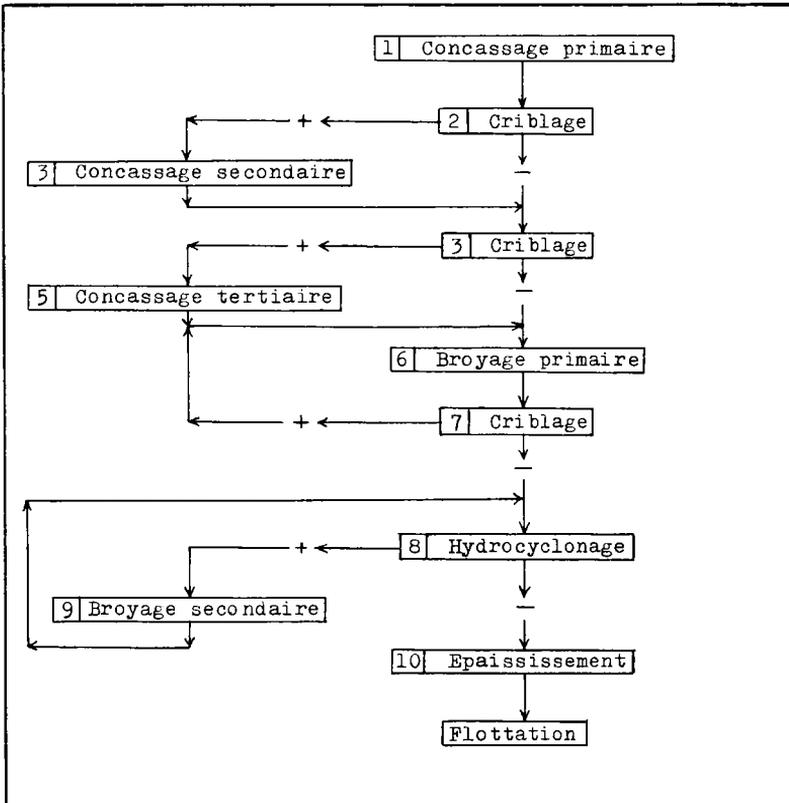


Fig. 9a. — Flow sheet simplifié du concentrateur de Musoshi
(ateliers de concassage et de broyage)

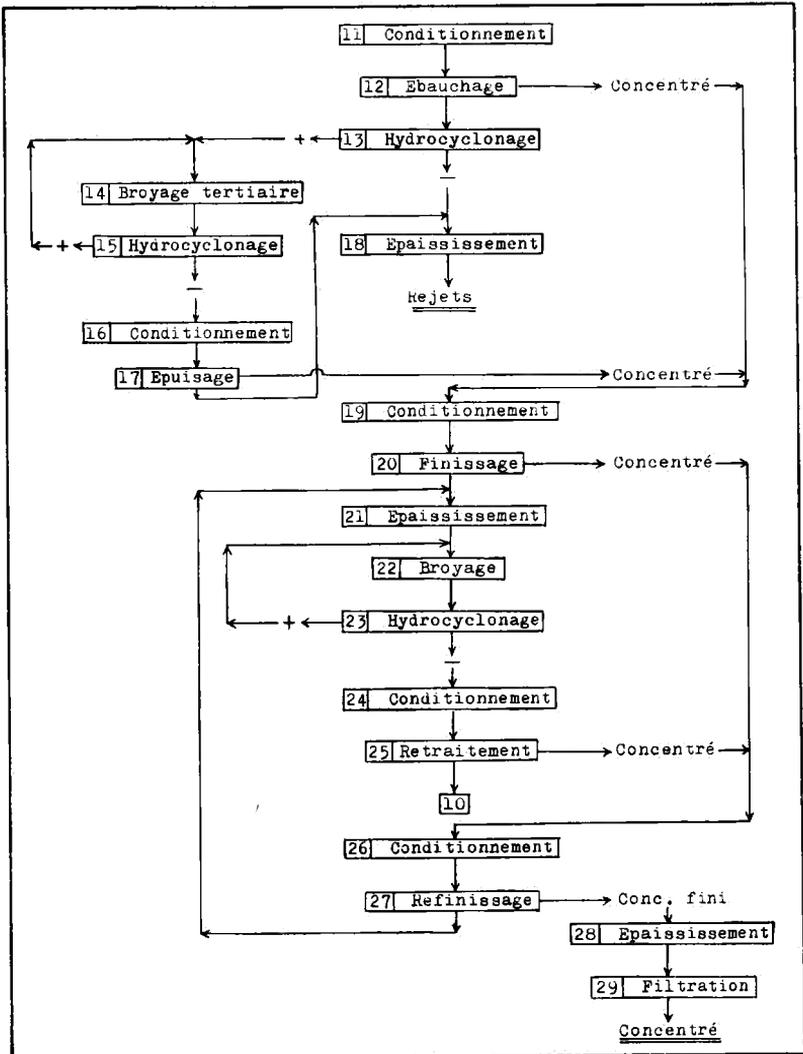


Fig. 9b. — Flow sheet simplifié du concentrateur de Musoshi
(flottation des sulfures)

Une trémie de 4 000 t sert pour le stockage des concentrés avant leur expédition.

En ce qui concerne les rejets de l'ébauchage, ils subissent d'abord un classement dans 4 hydrocyclones de 300 mm fonction-

nant à 1 kg/cm². L'overflow est jeté, en passant par un épaisseur de 45 m qui récupère l'eau, tandis que l'underflow est surbroyé à 92 % — 200 mailles dans un circuit comportant un broyeur à boulets 3,3 × 5,1 m et 4 hydrocyclones de 300 mm. Finalement, l'overflow de ces derniers est conditionné, toujours avec les mêmes réactifs, dans un agitateur 3,0 m, et subit l'épui-sage dans 3 bancs de 12 cellules Agitair n° 60. Le nouveau concentré rejoint le concentré ébauché, tandis que les rejets sont écartés en traversant d'abord un épaisseur de 45 m. Notons encore que les rejets épaisés sont pompés par un pipe-line sur une distance de 12 km avant d'être déposés.

Revenons aux rejets des deux étages de finissage. Après passage dans un épaisseur de 20 m, la pulpe épaisie, à environ 50 % solides, est surbroyée dans un broyeur à boulets 2,4 m × 4,8 m en circuit fermé avec 3 hydrocyclones de 200 mm, travaillant à 1 kg/cm². L'overflow passe dans un conditionneur 2,4 m et est reflotté dans un banc de 12 cellules Agitair n° 60. Le concentré obtenu rejoint le concentré du finissage primaire, tandis que les rejets retournent dans le premier épaisseur de 45 m (en tête de l'ébauchage).

L'automatisation est limitée à l'alimentation du broyeur à barres à tonnage constant et au réglage du pH par injection de lait de chaux.

Toutes les machines et appareils ont été construits au Japon. Voici le nom des constructeurs des principales machines installées:

Concasseur	KURIMOTO
Broyeurs à barres	KURIMOTO
Broyeurs à boulets	KOBE
Tamis vibrants	FURUKAWA
Pompes à sables	TAIHEIYO
Epaisseur	SANKI
Conditionneurs	KURIMOTO
Cellules Agitair	SANKI
Cellules Denver	KURIMOTO
Pompes à réactifs	NIKKISO

On prévoit, au concentrateur de Musoshi, les consommations suivantes en réactifs:

Isopropylxanthate de sodium	100 g/t
Chaux	500
DF 250	30

La puissance installée s'élève à 9 526 kW, ce qui correspond à 1,90 kW par tonne par 24 heures. En admettant la puissance consommée à 75 % de la puissance installée(4), nous calculons une consommation de 33 kWh à la tonne traitée.

La consommation d'eau par tonne de minerai est de 2,3 m³ dont 1,6 m³ constitués par de l'eau recyclée et 0,7 m³ par de l'eau fraîche.

La main-d'œuvre comportera pour les 3 postes:

- 1 directeur japonais;
- 1 métallurgiste japonais;
- 7 opérateurs japonais;
- 120 ouvriers zairois.

(4) Pour un travail à 2 postes à la section de concassage et à 3 postes dans les autres ateliers du concentrateur.

5. CONCLUSIONS

Nous avons examiné, dans les chapitres précédents, la contribution des concentrateurs à l'accroissement de la production du cuivre. Nous avons décrit les nouveaux concentrateurs installés et les principaux aménagements apportés aux anciens concentrateurs et nous avons indiqué les renseignements statistiques permettant de connaître les résultats métallurgiques obtenus.

Pour conclure, il nous paraît nécessaire de comparer les flow sheets de ces différents concentrateurs, de faire des prévisions pour les années à venir et, en général, d'examiner les perspectives de la production du cuivre, de la province du Shaba, dans l'avenir.

5.1. GÉNÉRALITÉS SUR LES FLOW SHEET DES CONCENTRATEURS

Lorsqu'on compare le flow sheet des nouveaux concentrateurs installés au Shaba avec celui des autres concentrateurs traitant un minerai du même type (minerai sulfuré ou minerai mixte), on constate d'abord que les schémas de traitement utilisés à Kolwezi et à Kambove montrent de grandes similitudes. Dans ces deux cas, nous avons un ébauchage, un épousage, un finissage et un retraitement des mixtes après rebroyage. Kambove se distingue, cependant, par des différences d'ordre mineur, comme l'ébauchage en série et l'épousage réservé uniquement aux sables.

Les deux sections de Kamoto (I et II) travaillent d'après un flow sheet bien différent, comparé à celui de Kolwezi et de Kambove. Ceci ne se manifeste pas seulement par l'utilisation du broyage autogène, mais nous notons, dans le cas de ces concentrateurs, un seul ébauchage (en parallèle ou en série) suivi du rebroyage de la totalité des concentrés avant le retraitement. Le finissage est fait en deux étages.

Enfin, le schéma du concentrateur de Musoshi est caractérisé par un ébauchage et un épousage, mais ce dernier pour les sables seuls après rebroyage. Le finissage comporte deux étages et le

retraitement est limité aux rejets des finissages, après rebroyage.

Il est certain que les différences constatées dans les flow sheets employés sont dues principalement à la diversité de la nature du minerai traité, particulièrement au degré de dissémination des minéraux dans la gangue.

5.1. PRÉVISIONS POUR 1972/1974

En nous basant sur les résultats des concentrateurs actuels et sur le programme des concentrateurs qui commenceront à travailler au cours de 1972, nous pouvons nous risquer de faire des prévisions pour les prochaines années à venir.

Bien entendu, nous n'avons pas eu accès aux programmes d'exploitation des sociétés intéressées, ce qui aurait singulièrement facilité notre travail. Nous ne pouvons donc guère tenir compte d'une éventuelle baisse des teneurs exploitées ou d'autres facteurs pouvant agir dans le sens d'une diminution du tonnage traité ou de la production réalisée. C'est pourquoi, il faut considérer nos prévisions avec beaucoup de prudence et surtout avoir bien à l'esprit qu'il ne s'agit guère de chiffres officiels.

Tout d'abord, dans le cas des laveries et des concentrateurs appartenant à la GÉCAMINES, actuellement en fonctionnement, pour lesquels cette société ne prévoit pas d'agrandissements dans le cadre du premier plan quinquennal, nous pouvons accepter sans doute les chiffres annuels approximatifs suivants qui résultent du tableau 2.1:

	<i>Minerai en t</i>	<i>Production Cu en t</i>
Laverie de Mutoshi	2 400 000	28 000
Laverie de Kambove	300 000	—
Concentrateur de Kolwezi (1)	4 200 000	200 000
Concentrateur de Kakanda (2)	800 000	30 000
Concentrateur de Kipushi	900 000	50 000

(1) La mine de Kolwezi et le concentrateur ont été décrits en détail dans [24]; voir aussi, pour l'exploitation en carrières, l'article récent [26]; quelques renseignements concernant le concentrateur figurent dans [18].

(2) Une description sommaire du concentrateur de Kakanda se trouve dans [4].

A partir de 1972, le concentrateur de Kambove traitera annuellement 1 400 000 t de minerai et produira 60 000 t de cuivre.

La nouvelle section de Kamoto doit commencer à travailler le 1er juillet 1972 et nous pouvons estimer qu'elle traitera 800 000 t de minerai et fera une production d'environ 29 000 t de cuivre pendant le second semestre 1972. Pour l'ensemble des deux sections du concentrateur de Kamoto, nous pouvons alors admettre, pour 1972, une production de 95 000 t de cuivre provenant du traitement de 2 700 000 t de minerai. En 1973 et en 1974, le concentrateur de Kamoto traitera à peu près 3 700 000 t de minerai par an et produira 132 000 t de cuivre.

Le concentrateur de Musoshi, de la société Sodimiza, commencera à produire à partir d'octobre 1972 et, jusqu'à la fin de la même année, nous pourrions estimer le minerai traité à 200 000 t avec une production de 6 000 t de cuivre dans les concentrés récoltés, chiffres qui tiennent compte de la mise en marche du concentrateur par un personnel relativement peu expérimenté. Nous pouvons supposer que, même en 1973, le concentrateur n'aura pas encore atteint sa capacité maximum et nous nous attendons, en 1973, à une production de 47 000 t de cuivre provenant de 1 550 000 t de minerai. Enfin, nous prévoyons 52 000 t de cuivre et 1 700 000 t de minerai pour 1974.

Nous avons résumé nos prévisions pour 1972/74 dans le *tableau 5.1*. Déjà en 1973, la GÉCAMINES traitera environ 13 700 000 t de minerais cuprifères et fera une production, sous forme de concentrés, voisine de 500 000 t par an. Cette quantité de cuivre contenue dans ces concentrés correspond à environ 460 000 t de cuivre métal sous forme de cuivre électrolytique en lingots, cathodes et cuivre brut (3). C'est justement ce chiffre qui avait été prévu par le premier plan quinquennal et, dès maintenant, nous pouvons admettre que l'objectif fixé, dans cette première phase, d'augmenter la production à partir de 362 000 t, en 1969, jusqu'à 460 000 t, sera atteint probablement déjà en 1973.

(3) En effet, la production de cuivre, sous forme de concentrés, figurant dans le *tableau 2.1*, représente environ 1,08 fois la production de cuivre métal, figurant dans le *tableau 0.1* (moyenne 1967 à 1971).

TABLEAU 5.1
Prévisions pour 1972/1974

Année	Gécamines		Sodimiza		Total	
	Minerai en t	Production Cu en t (1)	Minerai en t	Production Cu en t (1)	Minerai en t	Production Cu en t (1)
1972	12 700 000	463 000	200 000	6 000	12 900 000	469 000
1973	13 700 000	500 000	1 550 000	47 000	15 250 000	547 000
1974	13 700 000	500 000	1 700 000	52 000	15 400 000	552 000

(1) Sous forme de cuivre contenu dans les concentrés produits.

5.3. PERSPECTIVES AU DELA DE 1974

En ce qui concerne la seconde phase quinquennale de la GÉCAMINES, il ne nous est pas possible de donner, pour le moment, des détails de sa réalisation. Rappelons qu'elle prévoit un nouvel accroissement de la production annuelle de 100 000 t de cuivre pour arriver à un total de 560 000 t par an (4). Cet accroissement correspond à une production de quelque 108 000 t de cuivre sous forme de concentrés. Si nous admettons 4 % pour la teneur récupérée, il faudrait augmenter la capacité annuelle de tous les concentrateurs de la GÉCAMINES de 2 700 000 t, soit de 225 000 t par mois et ceci représente déjà un tonnage fort important. La première phase de développement prévoyait initialement l'agrandissement du concentrateur de Kolwezi (5) et la construction d'un nouveau concentrateur à Kipushi (6). Il y a donc beaucoup de chances que ces deux objectifs figurent dans la seconde phase quinquennale.

Il est aussi probable que la laverie de Mutoshi parviendra, grâce à l'installation de la cinquième unité de débouillage et la présence de la section de lavage en milieu dense, de traiter à l'avenir 3 000 000 t de minerai par an et d'augmenter la production actuelle de 25-35 %.

En ce qui concerne la SODIMIZA, il faut s'attendre à ce que la mise en exploitation de Kinsenda sera entreprise dans quelques années, après le démarrage du concentrateur de Musoshi et après l'achèvement des travaux d'évaluation à Kinsenda. Rappelons aussi que les réserves de Musoshi sont très importantes et que, très probablement, elles justifieront le doublement du concentrateur de Musoshi dans un avenir assez rapproché.

Comme nous l'avons déjà fait remarquer précédemment, les deux autres sociétés intéressées à la production du cuivre dans la province du Shaba, la S.M.T.F. et la Somilmo, n'ont pas encore commencé des travaux préparatoires. L'activité de la première

(4) La production devrait même atteindre 600 000 t de cuivre en 1980 [12a, 14].

(5) L'accroissement de la capacité du concentrateur de Kolwezi et l'amélioration de son rendement de récupération sont actuellement à l'étude.

(6) Comme nous l'avons vu précédemment, il s'agit, en réalité, de la modernisation du concentrateur actuellement en service et de la construction d'une section supplémentaire ce qui permettrait de traiter environ 1 400 000 t de minerai par an.

est liée à l'accroissement de l'énergie électrique disponible au Shaba. Quant à la Somilmo qui, de toute façon, aura une faible capacité de production comparée à celle des autres sociétés minières, elle devra sans doute installer sa propre centrale thermique.

Pour pouvoir estimer la quantité d'énergie nécessaire pour réaliser la seconde phase quinquennale de la GÉCAMINES, prévoyant une production supplémentaire de 100 000 t de cuivre par an, nous pouvons nous baser sur les consommations d'énergie électrique pour les années 1967 à 1971, indiquées récemment par la GÉCAMINES [12a, 28] et les comparer avec les productions correspondantes en cuivre et en cobalt.

D'autre part, nous devons encore tenir compte du fait que la production d'une tonne de cobalt électrolytique demande à peu près 3 fois autant d'énergie électrique que la production d'une tonne de cuivre électrolytique (7). Dans ce cas, une unité de production (une tonne de cuivre ou 0,33 t de cobalt) correspond en moyenne à 3.750 kWh. Nécessairement, une production de 100 000 t de cuivre, qui sera accompagnée par une production voisine de 3.700 t de cobalt, demandera un supplément de 416 MWh.

Nous voyons donc que l'accroissement de l'énergie électrique est d'une importance primordiale si l'on désire augmenter la production de la GÉCAMINES, dans le cadre de la seconde phase quinquennale, et ceci sans même tenir compte des besoins de la S.M.T.F. et de la Sodimiza qui seront aussi fort importants.

En ce qui concerne les réserves en cuivre de la province du Shaba, elles sont très importantes. Tout récemment, les réserves commerciales du Zaïre ont été indiquées à 18,1 millions de tonnes de cuivre [12, 253] (8, 9, 10). De plus, les teneurs des gisements cuprifères rencontrés au Shaba sont exceptionnellement élevées si on les compare aux teneurs des gisements dans d'autres

(7) La consommation d'énergie à la tonne de cuivre électrolytique s'élève à 2 130 kWh (alternatifs) [25, 179], tandis que chaque tonne de cobalt cathodique demande environ 6 500 kWh (alternatifs) [25, 197].

(8) Cependant, l'auteur de l'article cité attire l'attention sur le fait que ce terme varie d'un pays à l'autre et dépend de beaucoup de facteurs, comme de la politique de forage des sociétés, de la taxation et des mesures économiques et politiques.

(9) Nous supposons qu'il s'agit, en réalité, uniquement des réserves de la GÉCAMINES. Les réserves de la SODIMIZA sont connues. De plus, la S.M.T.F. vient d'annoncer que ses réserves probables sont estimées à 20 millions de tonnes de

parties du monde. Rappelons qu'à la page 11, nous avons indiqué la teneur récupérée de 3,6 - 3,8 % Cu; le traitement d'une tonne de minerai conduit donc à 36 - 38 kg de cuivre. A titre comparatif, signalons qu'en 1969, la quantité de cuivre récupérée par tonne traitée s'est élevée à seulement 5,4 kg aux U.S.A. [8,47]. Il faut même s'attendre à ce que ce dernier chiffre continue à baisser, lorsque les nouvelles exploitations, avec des réserves à 0,6 - 0,7 % Cu et même moins, commenceront à produire. C'est ainsi que plusieurs projets à l'étude, ou déjà en voie de réalisation aux U.S.A. et au Canada, sont caractérisés par des réserves très importantes, entre 74 et 1 000 millions de tonnes de minerai, mais avec des teneurs variant entre 0,183 % Cu plus 0,035 % Mo et 0,53 % Cu [8, 47].

L'exploitation de ces gisements à faible teneur nécessite, évidemment, le traitement de tonnages fort élevés (15 000 à 75 000 t par jour): Ceci conduit à des investissements extrêmement importants pouvant être évalués de 100 000 à 220 000 FB la tonne traitée par jour [8, 47].

Ces gisements à faible teneur pourront être mis en exploitation, car les spécialistes prévoient que la consommation mondiale du cuivre, et la demande qui en résultera, continuera à croître pendant les prochaines décennies.

On peut s'attendre à ce que le prix moyen de 50 cents/lb. (48,50 FB au kg) ou même 60 cents/lb. (58,50 FB au kg) se maintiendra encore sur une longue période [8, 48] (11).

Notons aussi qu'une des raisons du prix relativement élevé du cuivre est due au fait que de nombreuses exploitations aux U.S.A. et au Canada, traitant des minerais à faible teneur, ne pourront pas produire du cuivre à un prix inférieur à 40 cents lb. (39 FB au kg). Dans certains cas, le prix de revient sera même

minerai à 6,2 % Cu et 0,4 % Co [7]. Les réserves non prouvées s'élèveraient à 15 millions supplémentaires.

(10) D'après un communiqué de la GÉCAMINES, les travaux de prospection ont permis de déceler, en 1971, des réserves supplémentaires totalisant environ 29 380 000 t de minerai qui devraient permettre l'extraction d'environ 773 000 t de cuivre et 173 000 t de cobalt [12c]. Ces chiffres correspondent respectivement à 2,63 % Cu et 0,6 % Co. La teneur en cuivre est donc nettement plus faible que celle des minerais exploités actuellement.

(11) Au moment de terminer cet article, le prix du cuivre est même tombé à 47 FB le kg, soit à 48 cents/lb. (15 juin 1972).

plus élevé, suite aux conditions d'exploitation difficiles, en particulier, lorsque le gisement est situé dans une région peu accessible (12).

Nous ne connaissons pas les prix de revient de la GÉCAMINES. Mais un article paru tout récemment indique que le coût d'une tonne de cuivre électrolytique, rendu à l'acheteur, y compris l'amortissement et les charges financières (mais sans les droits de sortie) a été estimé au Zaïre, en 1970, à 32,5 cents/lb., ce qui correspond à 31 500 FB [12, 254] (13).

Comme la teneur du minerai récupéré est de 3,7 %, le prix de revient d'une tonne de minerai en résulte à 980 FB (en comptant 5 000 FB pour les frais de transport), ce qui correspond à une teneur limite récupérée de 2,18 % Cu, soit à environ 2,5 % Cu pour le minerai en place.

Ce coût relativement élevé du cuivre, malgré la teneur très élevée du minerai traité, résulte en grande partie de la position géographique du Shaba, en particulier de son éloignement des ports d'embarquement. Un autre facteur défavorable est la faible productivité de la main-d'œuvre. Ceci est dû en partie aux conditions géologiques moins favorables comparées à celles d'autres pays (Amérique du Nord, Chili) qui peuvent utiliser des unités plus grandes ou des méthodes d'exploitation demandant une main-d'œuvre plus réduite [12, 258].

Il nous paraît intéressant de donner encore quelques détails concernant le prix de revient obtenu dans d'autres mines similaires de l'Afrique Centrale.

En premier lieu nous disposons de chiffres détaillés pour les exploitations minières de la Zambie qui travaillent dans des conditions fort proches de celles existant au Shaba. C'est ainsi que les quatre mines appartenant aux Roan Consolidated Mines ont traité, en 1969/70, 15 885 000 t de minerai et ont réalisé une production de 338 509 t de cuivre, ce qui correspond à une teneur récupérée de 2,13 % Cu [5]. Nous voyons donc qu'à l'exception de la teneur récupérée plus faible, l'ordre de grandeur du tonna-

(12) On prévoit même que les mesures imposées pour lutter contre la pollution de l'environnement se chiffreront de 3 à 6 cents par livre de cuivre (cité d'après [12, 254]).

(13) Notons que la valeur moyenne pour le monde « non soviétique » s'établissait à 28,5 cents/lb.

ge extrait et de la production obtenue par les Roan Consolidated Mines correspond bien à celui de la GÉCAMINES. Le prix de revient de l'extraction s'est élevé, pour la même année, à \$ 4,78 à la tonne, celui du traitement à \$ 0,80 [5]. Pour l'ensemble de l'extraction et de la concentration, nous obtenons donc \$ 5,56, soit 278 FB à la tonne.

Toutefois, ce chiffre ne comprend pas le traitement métallurgique des concentrés (fusion ou lixiviation) pour lequel ce groupe minier indique une moyenne de \$ 67,80 à la tonne de cuivre [5]. Ramené à la tonne de minerai, ceci nous donne encore \$ 1,45. Par conséquent, le prix de revient global pour une tonne de minerai, comportant l'extraction, la concentration et le traitement métallurgique, s'élève à \$ 7,01, soit 350 FB. Bien entendu, ce chiffre ne tient pas compte ni du coût du capital emprunté, ni de l'amortissement du matériel, ni des autres dépenses provenant de l'exportation du cuivre, comme les frais de transport, les droits de sortie, etc...

Pour l'ensemble des exploitations des Roan Consolidated Mines, le prix de revient d'une tonne de cuivre raffiné se répartissait comme suit:

TABLEAU 5.2
Prix de revient d'une tonne de cuivre aux Roan Consolidated Mines (Zambie) en \$

	1968/69	1969/70
Extraction	217,02	235,07
Concentration (y compris le transport)	44,88	44,87
Fusion et lixiviation	71,49	67,59
Raffinage	33,74	30,73
Frais généraux	46,00	60,60
Amortissement	25,31	36,53
Total	438,45	475,45

En 1969/70, une tonne de cuivre raffiné est donc revenu à \$ 475,45, soit à 23.750 FB (14).

(14) Pour l'ensemble de la Zambie, le coût d'une tonne de cuivre a été indiqué à 29 cents/lb., soit 28 150 FB [12, 254]. La différence est due principalement aux frais de transport et aux charges financières.

Nous connaissons aussi le coût du traitement (operating costs) du concentrateur de Kilembe (Uganda) qui était de 50 - 51 FB à la tonne de minerai en 1966/68 [23, 951]. Rappelons que Kilembe est un concentrateur moyen, d'une capacité voisine de 3 000 t par jour; il est donc normal qu'il conduit à un prix de revient supérieur à celui indiqué pour l'ensemble des Roan Consolidated Mines.

Comme nous l'avons fait remarquer précédemment, la teneur limite du minerai en place doit être voisine de 2,5 % Cu, chiffre fort élevé. Néanmoins, la différence entre cette teneur limite et la teneur des minerais actuellement exploités au Shaba, de l'ordre de 4 % Cu, est importante. Bien sûr, il faut s'attendre à une baisse progressive des teneurs exploitées dans les années à venir. Mais, d'un autre côté, il est aussi certain que les sociétés intéressées baisseront continuellement leur prix de revient, en d'autres mots, la teneur limite, en modernisant leurs exploitations.

Lorsqu'on compare les teneurs rencontrées au Shaba avec celles des gisements exploités dans d'autres régions du monde, dans des conditions cependant plus favorables, on voit que, même sans la découverte de nouveaux gisements au Shaba — hypothèse qui nous paraît peu probable — les réserves actuellement connues au Zaïre, que nous pouvons chiffrer à un total voisin de 23 millions de tonnes de cuivre (15) pour l'ensemble des sociétés GÉCAMINES, SODIMIZA et S.M.T.F., permettront d'assurer une production élevée encore pendant fort longtemps (16,17,18). Les perspectives demeurent donc excellentes pour l'avenir, à moins que le prix du cuivre tombe à un niveau anormalement bas et ceci en contradiction avec les prévisions des spécialistes. Mais, même à ce

(15) Comparées aux réserves des U.S.A. (77,5 millions) et du Chili (53,8 millions) [12, 253], les réserves du Zaïre peuvent paraître comme modestes.

(16) Les réserves de minerais actuellement connues permettront d'assurer à la Gécamines, après 1980, une production pendant 20 à 30 ans [12 b].

(17) En admettant, dans l'avenir, une production annuelle de 820.000 t (Gécamines 600 000 t, Sodimiza 120 000 t, S.M.T.F. 100 000 t), ces réserves pourraient assurer l'exploitation pendant environ 28 ans.

(18) Tout récemment [7a], la future production annuelle de la Sodimiza a été estimée à 50 000 t pour le concentrateur de Musoshi et à 70-80 000 t pour le concentrateur de Kinsenda, la mise en service de ce dernier étant prévue pour 1976. Enfin, on évalue la production de la S.M.T.F. à 100 000 t par an, à partir de 1975. Ces estimations sont en concordance avec les chiffres cités précédemment.

moment, vu les teneurs très élevées au Shaba, les sociétés minières intéressées se trouveront encore dans une situation privilégiée, malgré les autres inconvénients inhérents aux exploitations dans cette partie de l'Afrique.

Pour terminer, nous voudrions exprimer nos remerciements aux sociétés GÉCAMINES et SODIMIZA pour l'excellent accueil reçu à chacune de nos visites et pour tous les renseignements techniques extrêmement précieux qu'elles ont bien voulu nous communiquer.

Bruxelles, juin 1972

BIBLIOGRAPHIE

- [1] ANONYME: Union Minière To Day, *World Min.* 17 (1), pp. 31-38, 1964.
- [2] — : Kamoto Copper, *Min. Mag.* 121 (1), pp. 39-45, 1969.
- [3] — : Why Japan searches all the world for copper, more copper, *World Min.* 22 (1), pp. 50-59, 1969.
- [4] — : The Kakanda Mine, *Min. Mag.* 123 (4), pp. 218-319, 1970.
- [5] — : Production and cost figures at Roan Consolidated Mines group copper mines, *World Min.* 24 (1), p. 56, 1971.
- [6] — : Production increase at Kamoto, *Min. Mag.* 124 (6), p. 433, 1971.
- [7] — : Gisement de cuivre de Tenke - Fungurume au Zaïre, *Le Soir* du 18/19 juin 1972.
- [7a] — : International Mining Survey, *Min. Mag.* 127, p. 315, 1972.
- [8] BRINCKERHOFF, Ch. M.: Copper in a Changing World, *Min. Eng.* 24 (3), pp. 46-48, 1972.
- [9] CAHEN, L.: Géologie du Congo belge, Liège, 1954.
- [10] CALFAS, P.: Exploitation des Ressources Minérales du Katanga (Congo), *Génie Civil*, pp. 174-181, 1962.
- [11] DE CUYPER, J.: La nouvelle usine de concentration de minerais de cuivre de la Gécomin à Kamoto, *Bull. Arson*, pp. 432-439, 1969.
- [12] DE VLETTER, D.R.: Zambia's mineral industry and its position amongst world's major copper producers, *Geol. en Mijnb.* 51 (3), pp. 251-263, 1972.
- [12a] GÉCAMINES: Rapport annuel 1971, Lubumbashi, 1972.
- [12b] — : Déclaration du Président de la GÉCAMINES reproduite dans *Le Soir* du 25 juillet 1972.
- [12c] — : Communiqué diffusé à Londres et reproduit dans *Le Soir* du 4 août 1972.
- [13] GECOMIN: Rapport annuel 1967, Lubumbashi, 1968.
- [14] — : Rapport annuel 1968, Lubumbashi, 1969.
- [15] — : Rapport annuel 1969, Lubumbashi, 1970.
- [16] GECOMINES: Rapport annuel 1970, Lubumbashi, 1971.
- [17] GYSIN, M.: Les minerais de cuivre du Sud Katanga, *Ann. Serv. Mines C.S.K.*, 7, pp. 1-139, 1936.
- [18] HOUOT, R.: Traitement des minerais de cuivre, *Ann. Mines*, pp. 1-29, 1967.

- [19] IOOSS, R., DOUILLET, R. et MOLLARD, J.: Mise en service d'un cylindre laveur D.W.P. de 40 t/h, *Charbonn. France Docum. Techn.*, n° 11, pp. 707-718, 1966.
- [20] JAMOTTE, A.: Contribution à l'Etude géologique du Gisement cuprifère de Musoshi (Katanga méridional), *Publ. Ass. Ing. Pol. Mons*, 5, n° 74, pp. 1-62, 1939.
- [21] — :Etude lithologique graphique de l'Etage des Dolomies du Roan Supérieur au sondage Kinsenda n° 23 (Katanga méridional), *Ann. Serv. Mines C.S.K.*, 11, pp. 55-103, 1946.
- [22] NTAMPAKA, B.: Concentrateur de Kamoto. Rapport de stage présenté pour l'obtention du diplôme d'ingénieur des Mines, Bukavu, 1971.
- [23] PRIGOGINE, A.: Le concentrateur de Kilembe (Uganda), *Bull. Arsom*, pp. 940-951, 1969.
- [24] SAQUET, J.J., APPRAXINE, V., LAKAYE, J. et TROCH, P.: Kolwezi Mining and Metallurgical Operation of Union Minière du Haut-Katanga, *Min. Eng.* 14 (12), pp. 71-81, 1962.
- [25] THEYS, L.: Procédés métallurgiques par voie humide dans Union Minière du Haut-Katanga, 1906-1956. Evolution des techniques et des activités sociales, pp. 161-197, Bruxelles, 1956.
- [26] WYLLIE, R.J.M.: Katanga Copper — Gécomin's open pit mines achieve record production, *World Min.* 23 (4), pp. 36-40, 1970.
- [27] — : Katanga copper mining goes underground, mechanized, and trackless at Kamoto, *World Min.* 23 (5), pp. 61-64, 1970.
- [28] — : Why Gécomines is a world leader in copper and cobalt hydrometallurgy, *World Min.* 23 (10), pp. 42-47, 1970.

TABLE DES MATIERES

RÉSUMÉ	4
SAMENVATTING	4
0. Introduction	5
1. Programme de développement de la GÉCAMINES	7
2. Evolution de la capacité des concentrateurs de la GÉCAMINES	11
3. Laveries et concentrateurs de la GÉCAMINES	14
3.1. <i>Laverie de Mutoshi</i>	14
3.2. <i>Concentrateur de Kambove</i>	19
3.3. <i>Concentrateur de Kamoto</i>	27
4. Réalisations de la SODIMIZA	34
4.0. <i>Généralités</i>	34
4.1. <i>Concentrateur de Musoshi</i>	35
5. Conclusions	43
5.1. <i>Généralités sur le flow sheet des concentrateurs</i>	43
5.2. <i>Prévisions pour 1972/74</i>	44
5.3. <i>Perspectives au delà de 1974</i>	47
BIBLIOGRAPHIE	54
TABLE DES MATIÈRES	56

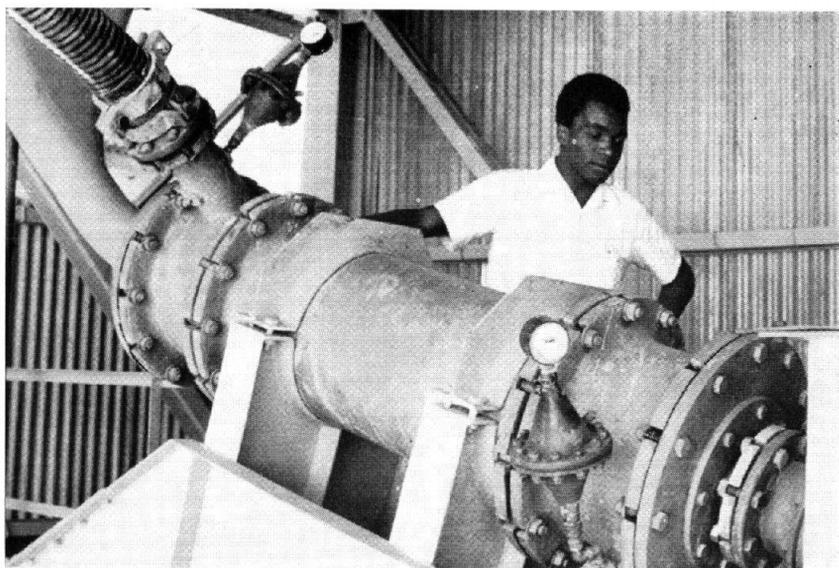


Fig. 2. — Laverie de Mutoshi. Cylindre laveur Cribla de 400 mm.

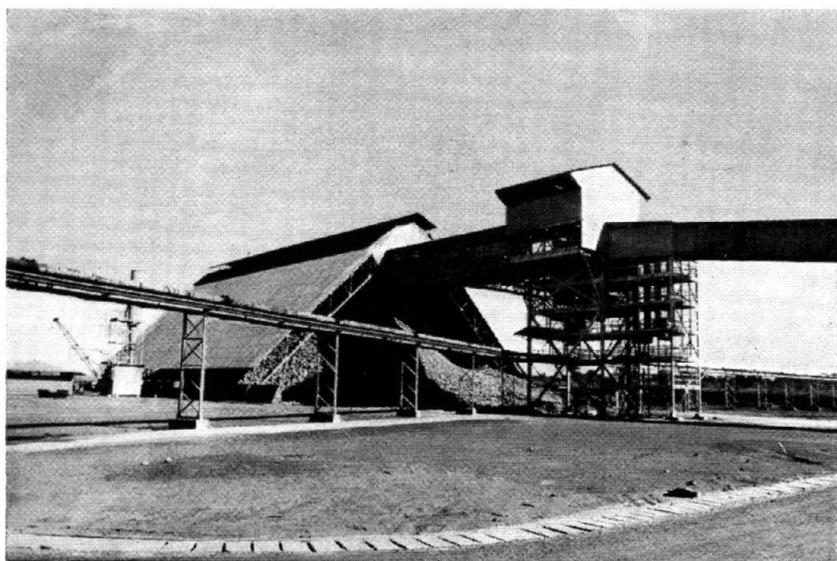


Fig. 5. — Concentrateur de Kamoto I.
Stockage du minerai après concassage primaire.

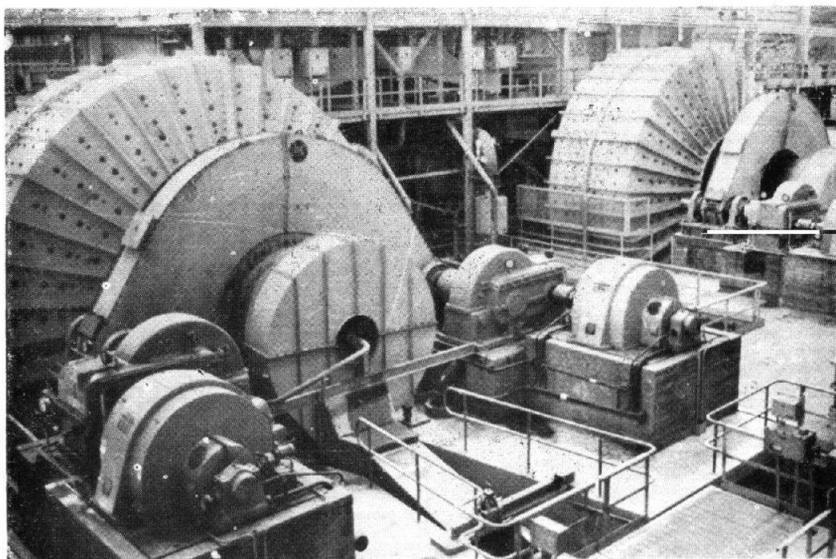


Fig. 6. — Concentrateur de Kamoto I. Broyeurs autogènes Hardinge 28' × 10'.

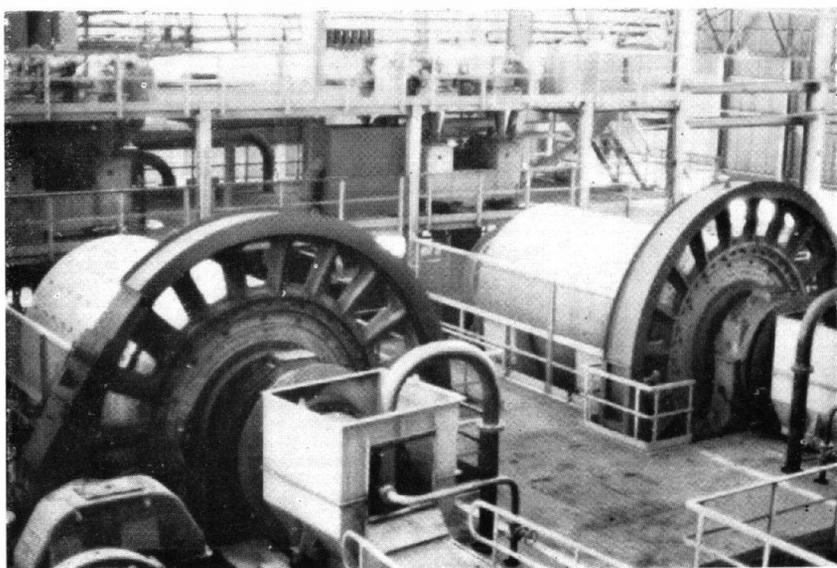


Fig. 7. — Concentrateur de Kamoto I. Broyeurs à boulets Marcy 10'8" × 16'.

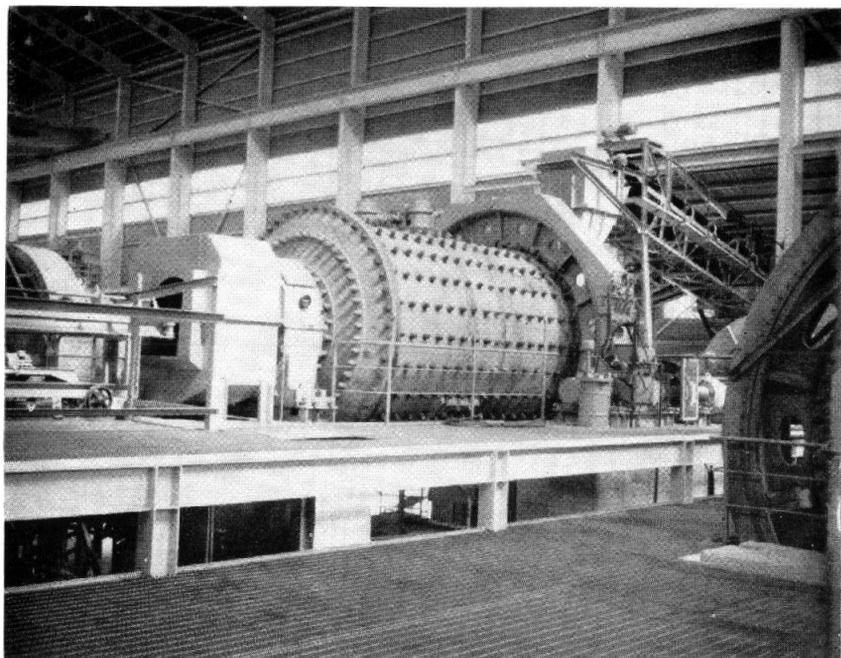


Fig. 10. — Concentrateur de Musoshi. Broyeur à barres $3,0 \times 4,2$ m.

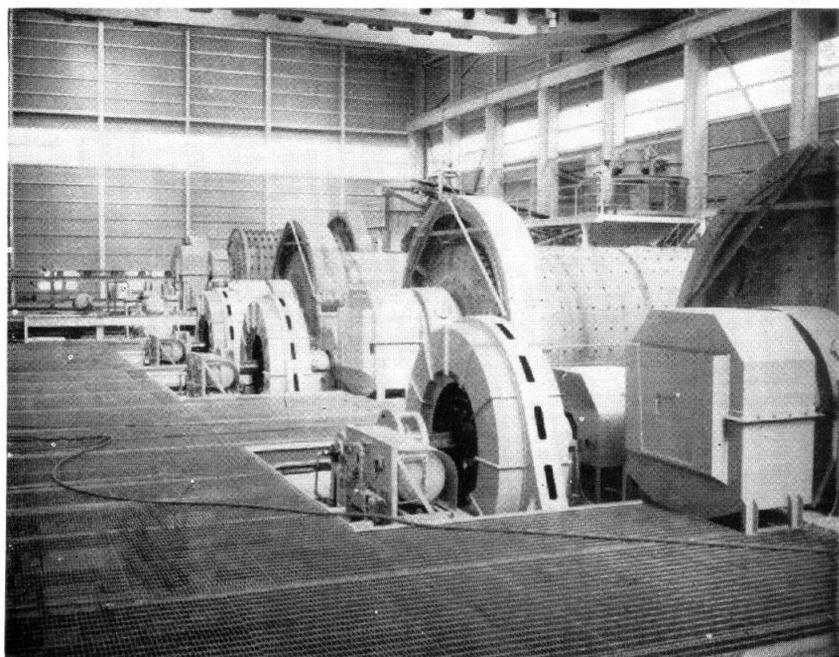


Fig. 11. — Concentrateur de Musoshi. Broyeurs à boulets $3,3 \times 5,1$ m.

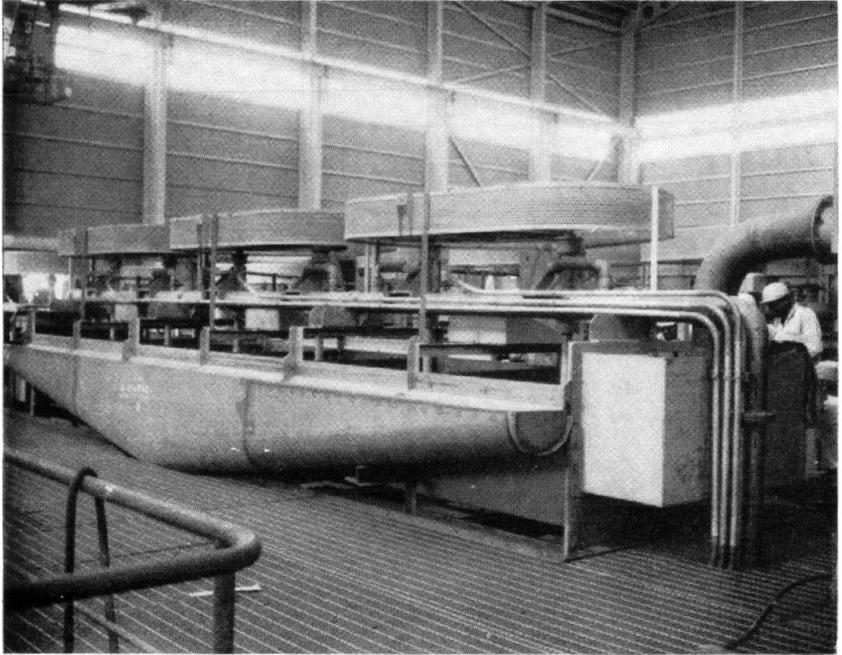


Fig. 12. — Concentrateur de Musoshi. Banc de cellules de flottation.



Achévé d'imprimer le 23 février 1973
par l'Imprimerie SNOECK-DUCAJU et Fils, S.A., Gand-Bruxelles