

Etude de la flottation d'un minerai sulfuré cupro-cobaltifère du remblai 337 E02 de la mine de Lwiswishi

Joël Mutepa Mwengwe*, **Pierre Kalenga Ngoy Mwana****, **Trésor Mukanda Mukuna***** et **Alexis
Tshimombo Mwenda******

*Assistant, département de Métallurgie, Faculté Polytechnique, Université de Likasi, Katanga, R.D. Congo

** Professeur Ordinaire, Département de Chimie Industrielle, Faculté Polytechnique, Université de Lubumbashi, Katanga, R.D. Congo

*** Assistant, département de Métallurgie, Faculté Polytechnique, Université de Likasi, Katanga, R.D. Congo

**** Professeur, Institut Supérieur de Techniques Appliquées, Kinshasa, R.D. Congo

Résumé

Ce travail présente les résultats d'une étude menée sur la flottation du minerai sulfuré cuprocobaltifère du remblai 337 E02 de la mine à ciel ouvert de Lwiswishi, titrant environ 1,78 % Cu et 0,95 % Co, en vue de son traitement au Concentrateur de la compagnie Minière du Sud Katanga (C.M.S.K.). De ce fait les paramètres suivants ont été maintenus constants aux niveaux suivants : la dose de 400 g/t du moussant senfroth G41, le pH naturel, le temps de flottation de 10 minutes par fraction.

L'étude a été limitée aux paramètres suivants : les doses de l'amylxanthate de

potassium et du silicate de sodium ainsi que la granulométrie de l'alimentation.

Il se dégage des essais effectués que, l'évolution des teneurs pour l'élément cuivre et cobalt en fonction de leurs rendements de récupérations dans les concentrés cumulés s'améliore lorsque la granulométrie varie de 12 % à 25 % de refus de 75 μm , les meilleurs couples rendements-teneurs ont été obtenus à la granulométrie de 25 % de refus avec la dose de 600 g/t de KAX et 150 g/t de Na_2SiO_3 dont notamment 85,70 % Cu et 83,55 % Co pour des concentrés titrant 3,89 et 1,94 % respectivement pour le cuivre et le cobalt.

L'Analyste topique n°12

Mots-clés : Remblai 337 E02, Flottation, Cuprocobaltifère, Amylaxanthate de potassium, Senfroth, Lwiswishi.

I. Introduction

Le procédé de flottation est parmi les procédés de concentration des minerais les plus utilisés depuis sa première introduction commerciale dans le Broken Hill en 1905¹. Le gisement de Lwiswishi a été exploité par flottation par la Compagnie Minière du Sud Katanga (C.M.S.K. en sigle) ; il est actuellement cédé par la Générale des Carriers et des Mines (Gécamines en sigle) à C.D.M.

Ce gisement cuprocobaltifère dont les travaux de prospection ont démarré en 1907 comprend les minerais frais en place et différents remblais classés selon leur nature, à savoir des sulfures, des oxydes et des mixtes.

Suite à l'épuisement de couches oxydées après plusieurs années d'exploitation, l'exploitation va se poursuivre avec les sulfures, il devient de ce fait impératif de lancer des recherches afin de réajuster certains paramètres de flottation, pour le traitement des sulfures, au nouveau

Concentrateur de Kipushi qui jadis traitait uniquement les oxydes.

La série d'études initiée sur la flottation des sulfures par C.M.S.K. est encore d'actualité pour la firme C.D.M. qui envisage la construction d'un concentrateur et une usine métallurgique sur le site de Lwiswishi. Le présent travail a été réalisé dans l'optique de la gestion de C.M.S.K.

L'objectif ici sera donc de déterminer les meilleures conditions opératoires pour le traitement du minerai du remblai 337 E02 au Concentrateur de C.M.S.K. Les paramètres suivants seront étudiés à cette étape du travail :

- la granulométrie de l'alimentation ;
- la dose de l'amyloxanthate de potassium ; utilisé comme collecteur ;
- la dose du silicate de sodium, utilisé comme dispersant.

Les paramètres à maintenir constants seront le pH et la dose du moussant senfroth G41 aux niveaux utilisés au nouveau concentrateur de C.M.S.K :

- pH neutre ;
- dose du moussant : de 400 g/t.

¹ Gupta A. et Yan D.S., 2006, Mineral processing design and operation, Perth, Australia, pp555 – 590.

1.1 synthèse bibliographique sur la flottation des sulfures de cuivre et cobalt

Le principe de la flottation est basé sur les propriétés hydrophobes et hydrophiles des surfaces des solides. Ces propriétés peuvent être naturelles ou stimulées à l'aide d'un réactif collecteur approprié qui est ajouté dans la pulpe. Lorsqu'un gaz généralement de l'air, est introduit sous forme des petites bulles dans un tel milieu, il se produit un transport sélectif des particules hydrophobes. Les particules présentant des surfaces hydrophobes se fixent aux bulles d'air lorsqu'elles entrent en collision avec elles. Les agrégats bulles-particules montent jusqu'à la surface de la pulpe où elles forment une mousse chargée si les conditions sont créées par l'ajout d'un réactifs moussant².

D'une façon générale, les minéraux sulfurés de Cuivre et Cobalt flottent aisément. La flottation des sulfures de Cuivre et Cobalt exige une grande libération des minéraux utiles de la gangue ceci implique l'efficacité de la fragmentation, et une gamme des réactifs pour accentuer leur

² **Goossens Pierre J.**, 2002. L'industrie minière des métaux non-ferreux à l'aube du troisième millénaire . Congrès, Liège 8-10 octobre 2002.

³ **Havre H.**, 1962, Préparation mécanique et concentration des minerais par flottat

hydrophobicité³. Les réactifs les plus couramment utilisés sont :

- dispersant : Silicate de Sodium ;
- collecteur du type Xanthate;
- moussant synthétique du type senfroth G41 ;
- régulateur du pH : H₂SO₄, HCl et la chaux.

Le type de rhéogramme applicable à la flottation d'un minerai de cuivre ou du cobalt est représenté à la figure I.1.

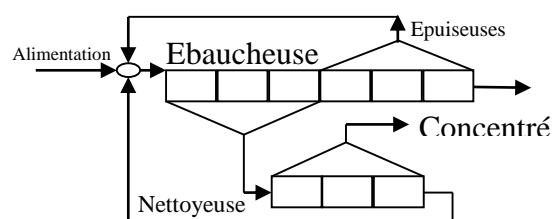


Figure I.1 - Schéma global d'une flottation

II. Matériel et méthodes

II.1. Matériel

II.1.1. Echantillon de minerai

L'échantillon faisant l'objet du présent travail provient du minerai sulfuré cuprocobaltifère du remblai 337 E02 issu de la mine à ciel ouvert de Lwiswishi. Il a été prélevé par grappillage en des points repartis sur des intervalles réguliers à la

ion et sur les liqueurs denses, Libraire C h. BERANGER, Paris.

L'Analyste topique n°12

surface du lot indexé 337 E02⁴ et le prélèvement s'est fait sur des profondeurs de 2 mètres en vingt points pour constituer une masse d'échantillon primaire de 100 kg. Cet échantillon a subi une réduction dimensionnelle jusqu'à une granulométrie inférieure à 2 mm suivant le schéma indiqué à la figure II.1.

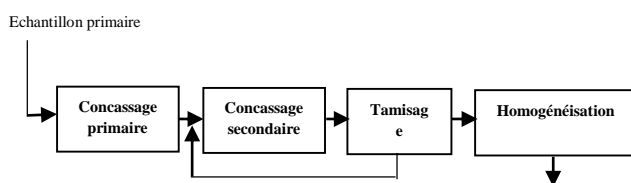


Figure II.1 - Schéma de préparation de l'échantillon sec

II.1.2. Appareillage et accessoires

Les appareils et les accessoires utilisés au cours de ce travail sont repris comme suit :

- Le concasseur à mâchoires est constitué de deux mâchoires en V disposés face à face, l'une est fixe et l'autre est mobile. L'échantillon primaire alimenté de dimension de 30 mm dans cet appareil en sorte à la dimension de 5 mm ;
- le concasseur à rouleaux est constitué de deux rouleaux de diamètres différents, alimenté des échantillons de dimension de 5 mm

- qui sont réduits jusqu'à la dimension de 2mm ;
- un broyeur à boulets ayant les caractéristiques suivantes :
 - vitesse de rotation : 100 tours/minute ;
 - longueur : 260 mm ;
 - diamètre 180 mm ;
 - masse de corps broyant : 7 kg de boulets de diamètre compris entre 20 et 30 mm ;
- un microscope stéréoscopique (binoculaire);
- un spectromètre d'absorption atomique;
- un tamiseur vibrant;
- une série de tamis de 45, 75,150 et 300 µm ;une balance électronique de marque VIBRA ;
- des cellules de flottation de 1 litres et 2,5 litres de capacité ;
- une machine de flottation de laboratoire de type DENVER ;
- des vases graduées pour réactifs ;
- une palette pour la récolte de la mousse lors de la flottation ;
- un chronomètre ;
- des éprouvettes graduées ;

⁴ Lamarque, B., 1970, la valorisation des minerais, presse Universitaire de France, Paris.

L'Analyste topique n°12

- des pipettes ;
- une pissette de 1000 mL ;
- des pans pour recueillir les produits de flottation ;
- une étuve.

II.1.3. Réactifs

La flottation nécessite l'utilisation de certains réactifs. Le choix de ces réactifs a été guidé par la littérature et certains essais d'orientation. Il s'agit de :

- collecteur : Amyl xanthate de Potassium (KAX) ($C_5H_{11}OCS_2K$), Xanthates de pureté autour de 70% vient de la firme Cytec préparés à 10% ;
- agent dispersant : silicate de sodium (Na_2SiO_3) à 98 % de pureté, a été préparé à 20% ;
- moussant Senfroth G41 pur de la Gécamines préparé à 100%.

Le réactif solide est pesé sur une balance au poids équivalent au pourcentage de réactif à préparer par exemple 10 g pour 10 % dans le cas du collecteur, cette masse est mélangée à l'eau puis agitée, la solution obtenue est à 100 mL de volume.

II.2. Méthodes de caractérisation et d'expérimentation

II.2.1. Analyse minéralogique

L'observation faite au microscope stéréoscopique (binoculaire) du laboratoire EMT/Gécamines, indique la présence des minéraux suivants :

- carrollite : $Cu (Co,Ni)_2S_4$,
- Chalcopyrite : $CuFeS_2$,
- Chalcosine : Cu_2S ;
- chrysocolle : $(CuSiO_3, 2H_2O)$,
- malachite : $CuCO_3Cu(OH)_2$;
- du quartz, de la dolomite, faible trace de limonite dans la gangue avec le MgO total de 9,18%, le CaO total de 2,7% et le Fe_2O_3 de 2,03%.

II.2.2. Analyse chimique

L'analyse chimique faite par absorption atomique a donné les résultats repris dans le tableau II.1.

Tableau II.1 - Analyse chimique de l'échantillon du remblai 337 E02

Eléments	Teneurs (%)
Cu total	1,78
Cu oxyde	0,27
Co total	0,95
Co oxyde	0,16
Mn	0,09
Zn	0,01
Ni	9 ppm

II.2.3. Broyabilité du minerai

II.2.3.1. Procédure expérimentale

- peser 1000 g de minerai brut auxquels on ajoute 1000 mL d'eau dans le broyeur, soit une dilution de 1/1. Mettre le broyeur en marche à une vitesse de rotation de 100 tours/min ;
- broyer à différents temps ; dans le cas présent, les temps suivants ont été considérés : 10, 20, 30, et 40 minutes ;
- tamiser chaque fois le produit broyé sur le tamis de 200 mesh ;
- sécher à l'étuve puis peser les différentes fractions sur une balance électronique et déterminer le pourcentage de refus au tamis de 75 μ m ;
- tracer la courbe de broyabilité ;
- déterminer sur la courbe, les temps correspondant à 12, 18 et 25% de refus à 75 μ m.

II.2.3.2 Analyse granulochimique des produits broyés

- préparer une pulpe à dilution dans le rapport 1/ 1 ; broyer pendant les temps voulus et tamiser la pulpe sur un tamis de 45 μ m ;
- sécher à l'étuve les refus et les passants de 45 μ m ;
- tamiser les refus de 45 μ m sur une série des tamis de 300 ; 150 ; 75 ; 45

μ m en utilisant un tamiseur vibrant pendant 15 minutes ;

- mélanger les -45 μ m des tamisages humide et les -45 μ m des tamisages à sec ;
- peser les poids des refus de différent tamis à sec à l'aide d'une balance électronique ;
- sur chaque tranche granulométrique, faire analyser les teneurs en cuivre et cobalt et calculer les répartitions.

II.2.4. Essais de flottation

L'expérimentation a consisté en des essais de flottation en cellule de laboratoire en simple ébauchage avec fractionnement de la mousse.

II.2.4.1. Schéma des essais

Nous avons utilisé un schéma avec une étape de préflottation. C'est un schéma de flottation en simple ébauchage suivant les conditions opératoires en usage au niveau du concentrateur de Kipushi. La mousse de l'ébauchage est fractionnée en trois fractions comme le montre la figure II.2.

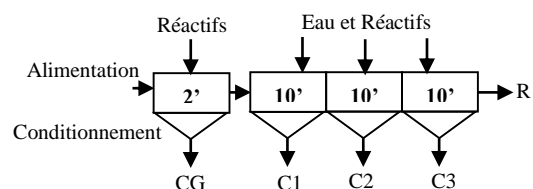


Figure II.2 - Schéma de flottation avec lavage par préflottation

L'Analyste topique n°12

II.2.4.2. Paramètres

Les paramètres maintenus constants aux niveaux en usage au nouveau concentrateur de Kipushi sont le temps de flottation de 10 minutes par fraction, le pH naturel et la dose du moussant senfroth G41 à 400 g/t. les paramètres étudiés sont la granulométrie de l'alimentation, les doses du collecteur KAX et de Na_2SiO_3 . Doses soumises à l'essai :

- KAX : 200 à 800 g/t ;
- Na_2SiO_3 : 0 à 300 g/t.

II.2.4.3. Mode opératoire des essais de flottation

- préparer les solutions des réactifs aux différentes doses ;
- peser à l'aide de la balance électronique 1050 g de minerai ;
- placer cette masse dans le broyeur et y ajouter 1000 mL d'eau ;
- broyer la pulpe pendant les temps retenus lors de l'essai de broyabilité soit les temps correspondant à 12, 18 et 25% de refus à $75 \mu m$;
- recueillir chaque fois la pulpe après broyage dans une cellule de flottation de 2,5 litres de capacité ;
- recueillir chaque fois la pulpe après broyage dans une cellule de flottation de 2,5 litres de capacité ;
- placer la cellule sur le support de la

machine de flottation de laboratoire de type DENVER ;

- rabaisser la tige du rotor dans la pulpe ;
- mettre en marche la machine : le rotor tourne à la vitesse de 1200 tr/min ;
- ajouter les réactifs aux doses voulues en termes de volume des solutions de ces réactifs dans l'ordre suivant :
 - ajouter le silicate de sodium aux différentes doses ;
 - conditionner pendant 3 minutes ;
 - ajouter les gouttes du moussant correspondant à la dose retenue ;
 - ouvrir le robinet d'admission d'air dans la pulpe ;
 - recueillir par raclage le concentré gangue C.G de la mousse avec une palette ;
 - ajouter au début de l'essai la dose de 2/3 du collecteur globale, puis après 10 minutes de flottation le 1/6 est encore ajouté et ensuite après 10 autres minutes de flottation le 1/6 est encore ajouté, chaque

- fois après ajustement du volume de la pulpe avec de l'eau ;
- recueillir les fractions de l'ébauchage C1, C2 et C3 pendant 10 minutes chaque fois ;
 - sécher à l'étuve pendant 24 heures à une température de 80 °C puis peser les différents fractions recueillies ainsi que les rejets ;
 - procéder à l'analyse chimique pour déterminer les teneurs du cuivre et du cobalt dans les fractions C1, C2, C3 et dans R.

II.2.4.4. Critères d'évaluation des résultats de flottation

Une meilleure opération de flottation est celle qui se traduit par un concentré de forte teneur en élément utile, et dont le rendement de récupération donné par l'expression II.1 est élevé

$$\eta = \frac{c.C}{a.A} \times 100 = \frac{c.(a-r)}{a.(c-r)} \times 100 \quad (\text{II.1})$$

Où a : teneur du métal dans le minerai avant concentration ;

A : masse du minerai à flotter ;

c : teneur du métal dans le concentré ;

C : masse du concentré ;

r : teneur du métal dans le rejet.

⁵ Errol G. Kelly et David J. Spottiswood, 1982, Introduction to Mineral processing, New York: John Willey et Sons.

Cependant, comme ces deux concepts sont en opposition, il convient donc de faire un compromis entre la teneur en élément utile que l'on désire avoir dans le concentré, et le rendement de récupération permettant d'avoir un tel concentré. L'évolution de ces deux paramètres peut être marquée sur un graphique, où les meilleures conditions opératoires sont représentées par la courbe qui se place au-dessus des autres courbes⁵. Nous utiliserons un tel graphique dans ce présent travail.

III. présentation et analyse des résultats

III.1 Résultats de l'essai de broyabilité de l'échantillon du remblai 337 E02

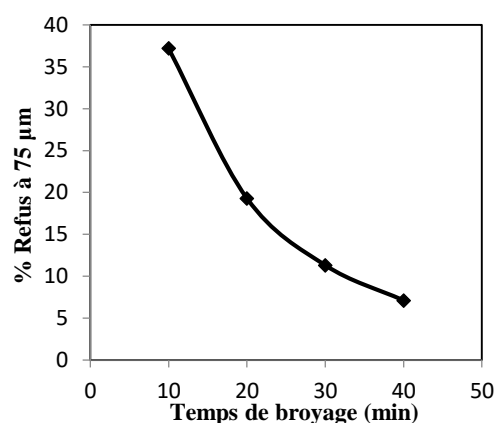


Figure III.1- Courbe de broyabilité du l'échantillon du remblai 337 E02

L'Analyste topique n°12

En se référant à la courbe de broyabilité reprise par la figure III.1, les granulométries de 12, 18 et 25% de refus au tamis de 75 μm correspondent respectivement aux temps de broyage de 16, 21, et 29 minutes.

III.2. Résultats de l'analyse granulochimique des échantillons du remblai 337 E02 broyé

Les résultats d'analyse granulochimique des échantillons du remblai 337 E02 broyés respectivement à la granulométrie de 25 %, 18 % et 12 % de refus au tamis de 75 μm sont présentés aux figures III.2, III.3 et III.4.

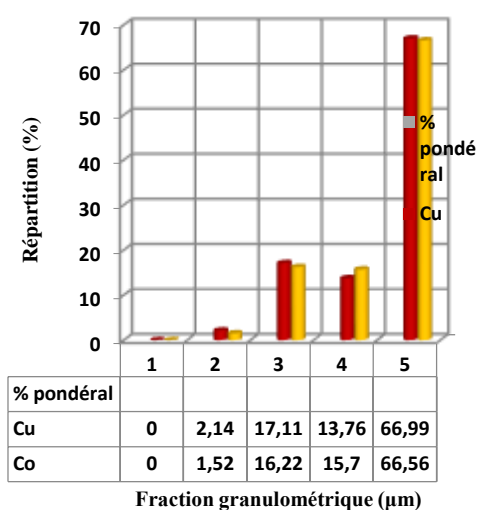


Figure III.2 - Analyse granulochimique de l'échantillon à 25 % de refus au tamis de

75 μm

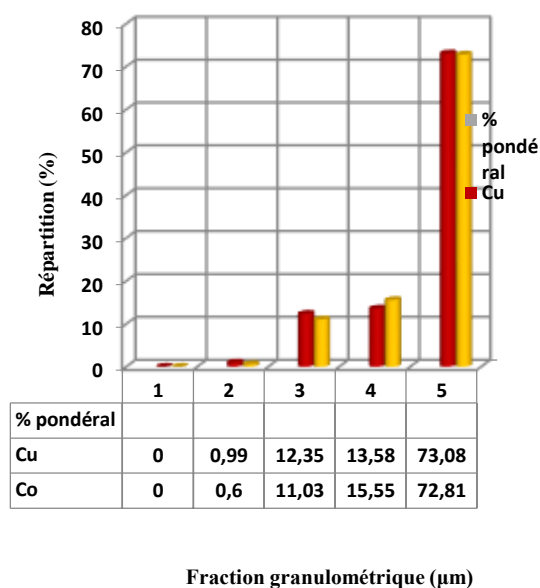


Figure III.3 - Analyse granulochimique à la granulométrie de 18 % de refus au tamis de 75 μm

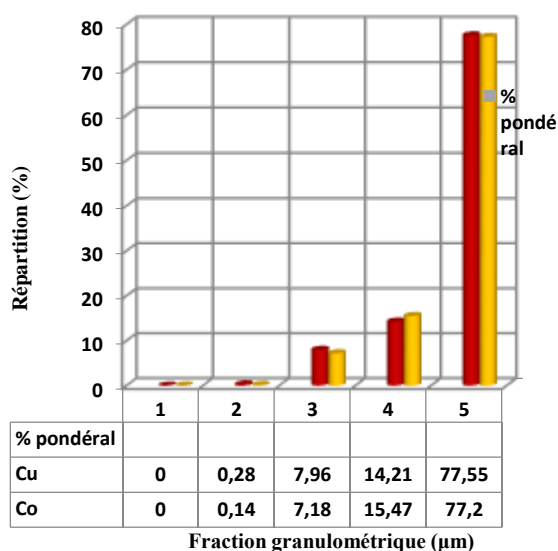


Figure III.4 - Analyse granulochimique à la granulométrie de 12 % de refus au tamis de 75 μm

L'Analyste topique n°12

Au temps de broyage de 16 minutes soit 25 % de refus à un tamis de 75 μm , on a :

- la fraction supérieure à 75 μm présente une proportion pondérale de 26,32 % de la masse de l'échantillon, et renferme 19,25 % de cuivre et 17,74 % de cobalt ;
- environ 13,76 % de cuivre et 15,70 % de cobalt se trouvent dans la fraction de -75 +45 μm qui présente une proportion pondérale de 14,42 % de la masse de l'échantillon ;
- 66,99 % de cuivre et 66,56 % de cobalt sont compris dans la fraction de -45 μm qui présente une proportion pondérale de 59,26 % de la masse de l'échantillon.

A la granulométrie de 25 % des refus sur un tamis de 75 μm , les teneurs en cuivre et en cobalt sont plus élevées que dans les fractions fines tandis que les ultrafines présente des teneurs trop élevées, ce qui est favorable pour une flottation globale des sulfures libérés. Par contre, des facteurs défavorables sont une proportion importante des ultrafines, et une fraction grossière supérieure à 100 μm qui présente une moins bonne libération des minéraux.

Au temps de broyage de 21 minutes soit 18 % de refus à un tamis de 75 μm , on a :

- 13,34 % de cuivre et 11,63 % de cobalt dans la fraction de +75 μm

qui présente une proportion pondérale de 18,94 % ;

- 13,58 % de cuivre et 15,55 % de cobalt se trouvent dans la fraction de -75 +45 μm qui présente une proportion pondérale de 14,15 % ;
- 73,08 % de cuivre et 72,81 % de cobalt sont compris dans la fraction de -45 μm qui présente une proportion pondérale de 66,91%.

On note que les teneurs en cuivre et en cobalt sont plus élevées dans les fractions fines et ultrafines que dans les fractions supérieures à 75 μm , ce qui est défavorable pour une flottation.

A 29 minutes soit 12 % de refus, on a :

- la fraction supérieure à 75 μm présente une proportion pondérale de 12,32 %, et renferme 8,24 % de cuivre et 7,32 % de cobalt ;
- environ 14,21 % de cuivre et 15,47 % de cobalt se trouvent dans la fraction de -75 +45 μm qui présente une proportion pondérale de 15,03 % ;
- 77,55 % de cuivre et 77,20 % de cobalt sont compris dans la fraction de -45 μm qui présente une proportion pondérale de 72,65 %.

Les résultats indiquent que l'échantillon de minerai 337 E02 a une forte tendance à la production des fines (72,65%) qui

L'Analyste topique n°12

renferment plus de la moitié de cuivre et de cobalt. Ceci pourrait sensiblement gêner la flottation de ce minerai.

III.3. Résultats des essais de flottation

III.3.1. Influence de la dose de l'Amyxanthate de potassium (KAX)

III.3.1.1. Essais à 25 % de +75 μ m

Quatre essais ont été réalisés à différentes doses de KAX (200 ; 400 ; 600 et 800 g/t). Les résultats relatifs à ces essais sont résumés, et représentés graphiquement sur les figures III.5 et III.6 respectivement pour le cuivre et le cobalt.

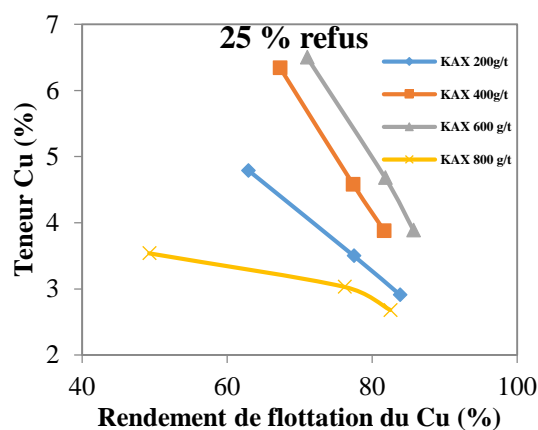


Figure III.5 - Courbe de sélectivité de la flottation du Cuivre à l'aide du KAX sur une alimentation à 25% de +75 μ m

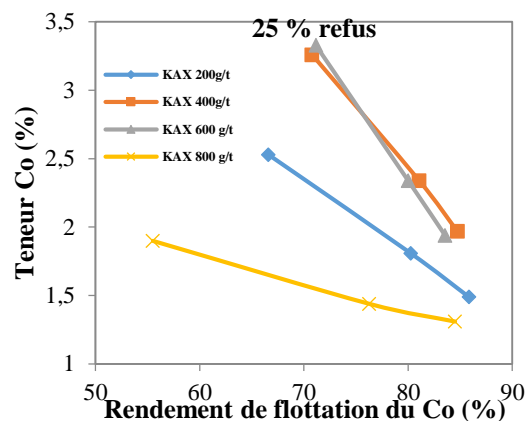


Figure III.6 - Courbe de sélectivité de la flottation Cobalt à l'aide du KAX sur une alimentation à 25% de +75 μ m

L'analyse des résultats à 25 % de + 75 μ m révèle que la flottation du Cuivre et du cobalt est favorable à 600 g/t de KAX avec un concentré de tête à 6,50 % pour le cuivre et une récupération de 71,04 %. 3,33 % pour le cobalt avec une récupération de 71,15%. Le concentré ébauché titre 3,89 et 1,94 % respectivement pour le cuivre et le cobalt avec une récupération de 85,70 et 83,55 %.

III.3.1.2. Essais à 18 % de +75 μ m

Quatre essais ont été réalisés à différentes doses de KAX (200, 400, 600 et 800 g/t). Les résultats relatifs à ces essais sont représentés graphiquement sur les figures III.7 et III.8 respectivement pour le cuivre et le cobalt.

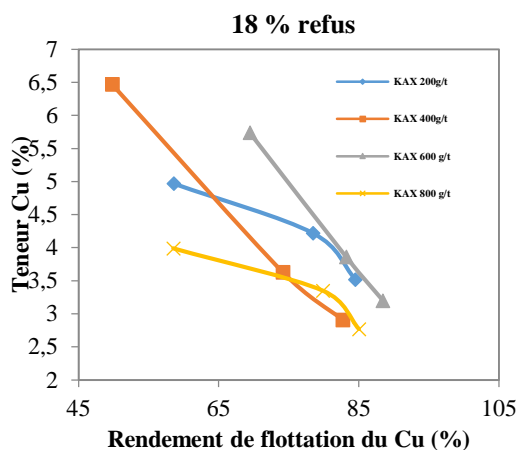


Figure III.7 - Courbe de sélectivité de la flottation du Cuivre à l'aide du KAX sur une alimentation à 18% de +75µm

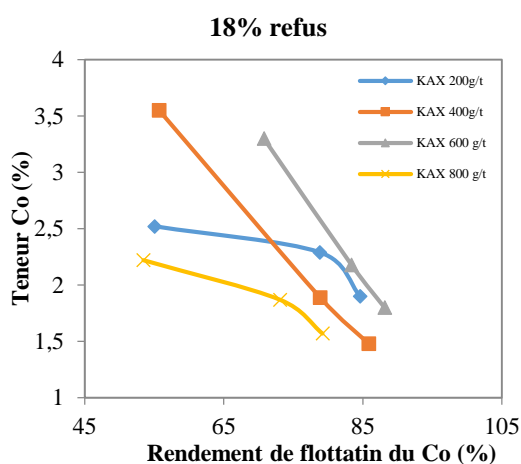


Figure III.8 - Courbe de sélectivité de la flottation du Cobalt à l'aide du KAX sur une alimentation à 18% de +75µm

L'analyse des résultats à 18 % de + 75 µm révèle que la flottation du Cuivre et du cobalt est favorable à 600 g/t de KAX. A cette dose le concentré ébauché titre 3,20 % de cuivre avec un rendement de récupération de 88,44 % et 1,80 % cobalt

avec un rendement de récupération de 88,13 %.

III.3.1.3. Essais à 12 % de +75µm

Quatre essais ont été réalisés à différentes doses de KAX (200 ; 400 ; 600 et 800 g/t). Les résultats relatifs à ces essais sont résumés, et représentés graphiquement sur les figures III.9 et III.10 respectivement pour le cuivre et le cobalt.

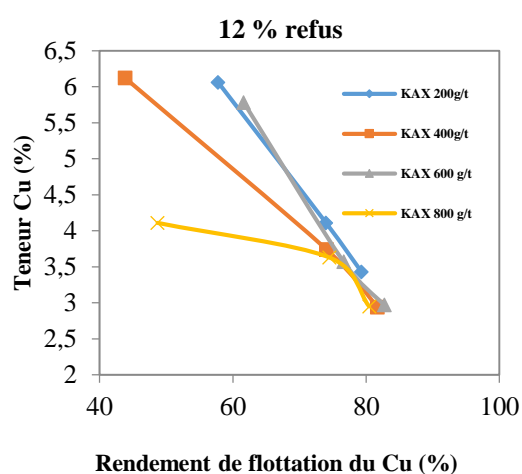
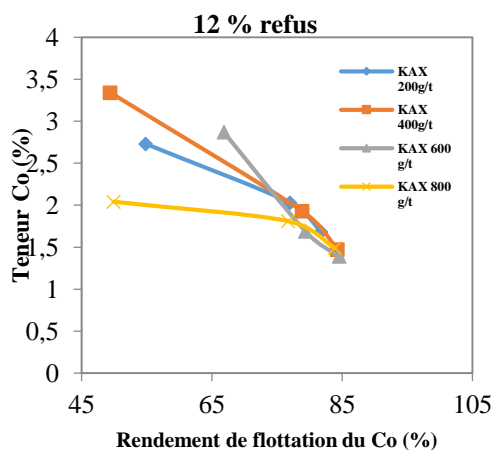


Figure III.9 - Courbe de sélectivité de la flottation du Cuivre à l'aide du KAX sur une alimentation à 12% de +75µm



L'Analyste topique n°12

Figure III.10 - Courbe de sélectivité de la flottation du Cobalt à l'aide du KAX sur une alimentation à 12% de +75 μ m

A 12 % de + 75 μ m, il ressort de l'examen des courbes des figures III.9 et III.10 que :

- avec la dose de 600 g/t, nous avons de bons résultats métallurgiques. Nous allons d'ailleurs maintenir cette dose pour la suite des essais ;

aux faibles doses par contre la récupération est médiocre ce qui peut s'expliquer par le faible recouvrement des surfaces des minéraux utiles par le collecteur, et à 800 g/t il y a eu problème de surdosage ce qui explique les mauvais résultats obtenus à cette dose.

III.3.1.4. Comparaison des résultats

Les courbes ci-dessous comparatives vont nous permettre de ressortir le meilleur temps de broyage.

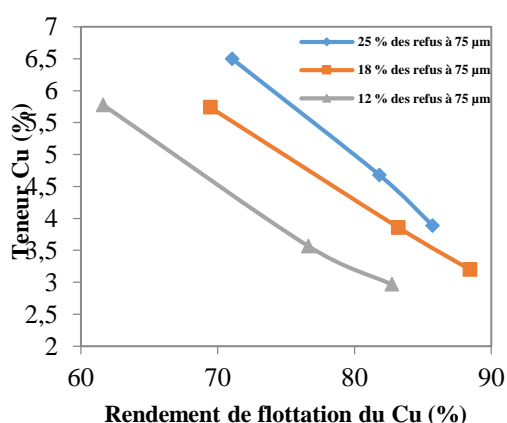


Figure III.11 - Influence de la granulométrie de l'alimentation sur la sélectivité de la flottation du Cuivre

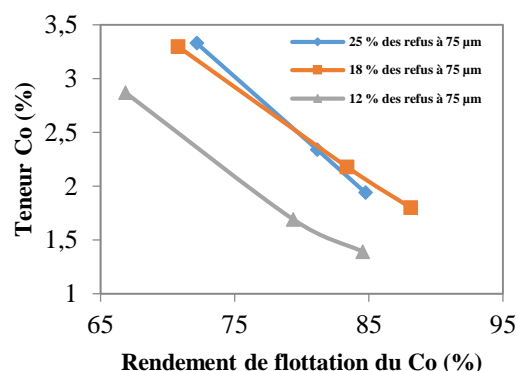


Figure III.12 - Influence de la granulométrie de l'alimentation sur la sélectivité de la flottation du Cobalt

L'examen des courbes présentées dans les figures III.11 et III.12, nous montre clairement qu'à la granulométrie de 25 % de + 75 μ m, nous avons les meilleurs résultats métallurgiques, soit : 3,89 % Cu et 1,94 % Co en terme de qualité, et 85,70 % Cu et 83,55 % Co en terme de rendement.

Les observations faites dans cette étude viennent confirmer les résultats obtenus à l'analyse granulochimique. Ces résultats peuvent être expliqués par le fait que :

- la granulométrie de 25 % de + 75 μ m présente une grande proportion pondérale de la masse de l'échantillon, et donne les teneurs en cuivre et en cobalt plus élevées dans les fractions grossières que dans les fractions fines ;

- la granulométrie de 18 % de +75 μm et de 12 % de + 75 μm donne respectivement des teneurs en cuivre et cobalt petites et plus petites dans les fractions grossières que dans les fractions fines.

III.3.2. Influence de la dose du silicate de sodium (Na_2SiO_3)

Trois essais ont été réalisés à différentes doses de silicate de sodium (0 g/t, 150 g/t et 300 g/t) à un temps de broyage de 16 minutes tout en maintenant la dose de KAX à 600 g/t.

Les résultats de ces essais sont synthétisés et illustrés aux figures III.13 et III.14 ci-dessous.

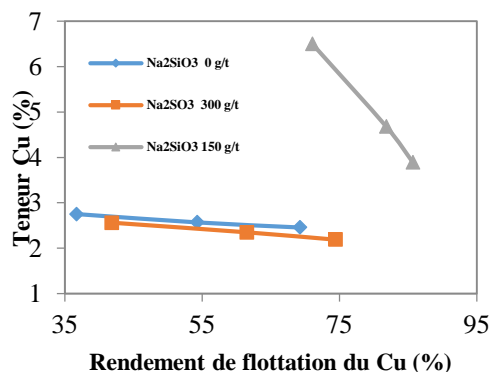


Figure III.13 - Courbe de sélectivité de la flottation du Cuivre à différentes doses de Silicate de Sodium

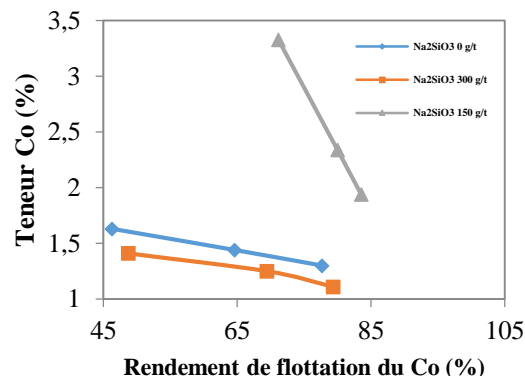


Figure III.14 - Courbe de sélectivité du Cobalt à différentes doses de Silicate de Sodium

Sur base des graphiques des figures III.13 et III.14, il s'avère qu'en absence de la dose de silicate de sodium, la teneur et le rendement de récupération du cuivre et du cobalt ne sont pas satisfaisants, du fait qu'il n'y pas eu dépression et dispersion de la gangue.

A 300 g/t la chute des performances métallurgiques observée serait due à l'excès de la dose de silicate de sodium (Na_2SiO_3) dont les ions SiO_3^{2-} déprimerait même les grains des minéraux utiles. La dose de 150 g/t, étant la meilleure, est retenue.

III.3.3. Analyse des résultats des essais de flottation

Il ressort des résultats des essais que la granulométrie de l'alimentation de 25 % de refus sur un tamis de 75 μm présente des meilleurs résultats puisque la dimension des particules à concentrer définit le degré de libération des minéraux qui influence la

L'Analyste topique n°12

récupération par flottation⁶. Mais aussi que les particules broyées en solution aqueuse acquièrent une charge nette définie, négative ou positive, plus les particules sont fines de plus en plus elles deviennent chargées et empêchant ainsi l'approche bulle-particule⁷. Par contre l'hydrophobicité est accentuée par la probabilité de collision qui dépend de la taille des particules⁸. Il est impérieux de faire un choix de la granulométrie et dans le cas présent le choix est porté sur la granulométrie de 25 % de refus à 75 μm .

Quant à la dose du collecteur KAX, les meilleurs résultats sont observés à la dose de 600 g/t pour les granulométries à 12%, 18% et 25% de refus sur un tamis de 75 μm . La concentration en xanthate et l'aération ont un effet positif sur sa flottation, mais une quantité excessive de dose du collecteur peut être adsorbée par les particules du

minéral de la gangue et ainsi ne pas donner les résultats escomptés⁹.

L'étude de l'influence de la dose du silicate de sodium a donné des résultats satisfaisants à la dose de 150 g/L. A certaines doses, le silicate de sodium s'avère être un déprimant pour empêcher la flottation des éléments de la gangue et parfois ceux des minéraux utiles¹⁰.

Conclusion

L'objectif poursuivi dans ce travail était de déterminer les meilleures conditions opératoires, en ce qui concerne la granulométrie de l'alimentation, les doses du collecteur KAX et du dispersant Na_2SO_3 pour la flottation du minerai sulfuré cuprocobaltifère indexé 337 E02 provenant de la mine à ciel ouvert de Lwiswishi au Concentrateur de la compagnie Minière du Sud Katanga.

La caractérisation chimique de l'échantillon a donné les teneurs en cuivre et en cobalt

⁶ **Corneille EK et A. Masson**, 1973, Cours de minéralurgie et préparation des minerais, édition DERROUX, Liège. p.p. 209-250.

⁷ **Serge Bouchard**, 2001, Traitement du minerai : Flottation-Méthode physique, Edition le Griffon d'argile, p.p. 206-230.

⁸ **Pierre Blazy, et E.A. Jdid.**, 2001, Flottation : Aspects pratiques. In Techniques de l'Ingénieur, Génie des procédés, p. 25.

⁹ **Willy Kitobo**, 2009. Dépollution et valorisation des rejets miniers sulfurés du Katanga « cas des tailings de l'ancien concentrateur de Kipushi ». Thèse de doctorat, Université de Liège, département des sciences de l'ingénieur, p.p. 31

¹⁰ **Shen, W.Z., Fornasiero, D. and Ralston, J.**, 2001. Flotation of sphalerite and pyrite in the presence of sodium ulfite, *Inter. J. Miner. Process.* 63:17-28

L'Analyste topique n°12

respectivement de 1.78 % et 0.95 %, dont 85% sous forme sulfuré et 15 % sous forme des oxydes. La caractérisation minéralogique a révélé la présence des minéraux de cuivre et de cobalt principalement sous forme de carrolite, de chalcopryrite et de chalcosine, la présence de la chrysocolle et de la malachite est signalée également. Le principal minéral de gangue est le quartz. L'analyse des résultats obtenus dans ces conditions de flottation testée sur l'échantillon a été évaluée sur base du rendement de récupération métal et de la teneur du concentré obtenu.

Des essais d'étude de l'influence de la granulométrie, des doses du collecteur KAX et du silicate de sodium sur la flottation ont permis de retenir la granulométrie de l'alimentation à 25 % de + 75 µm, la dose de l'Amylxsanthate de potassium (KAX) de 600 g/t, et celle de silicate de sodium de 150 g/t. Dans ces conditions, les concentrés de tête et d'ébauchage ont titrés respectivement 6,50 et 3,89% pour le cuivre et avec des rendements de récupération de 71,04 et 85,70%. Et pour le cobalt, les concentrés de tête et d'ébauchage ont titré respectivement 3,33 et 1,94% avec des rendements de récupération de 71,15 et 83,55 %.

References

- Gupta A. and D.S. Yan**, 2006, *Mineral processing design and operation*, Perth, Australia, p.p. 555-590.
- Pierre Blazy, et E.A. Jdid.**, 2001, *Flottation : Aspects pratiques*. In Techniques de l'Ingénieur, Génie des procédés, p. 25.
- Corneille EK et A. Masson**, 1973, *Cours de minéralurgie et préparation des minerais*, édition DERROUX, Liège, p.p. 209-250.
- Goossens Pierre J.**, 2002. *L'industrie minière des métaux non-ferreux à l'aube du troisième millénaire*, Congrès, Liège 8–10 octobre 2002.
- Havre H.**, 1962, *Préparation mécanique et concentration des minerais par flottation et sur les liqueurs denses*, Libraire Ch. BERANGER, Paris, p.p. 593-595
- Errol G. Kelly et David J. Spottiswood**, 1982, *Introduction to Mineral processing*, New York: John Willey et Sons.
- Lamarque, B.**, 1970, *la valorisation des minerais*, presse Universitaire de France, Paris.
- Serge Bouchard**, 2001, *Traitement du minerai : Flottation-Méthode physique*, Edition le Griffon d'argile, p.p. 206-230.
- Shen, W.Z., Fornasiero, D. and Ralston, J.**, 2001, *Flotation of sphalerite and pyrite*

L'Analyste topique n°12

in the presence of sodium ulfite, Inter. J. Miner. Process., 63:17–28.

Willy Kitobo, 2009, Dépollution et valorisation des rejets miniers sulfurés du Katanga « cas des tailings de l'ancien concentrateur de Kipushi ». Thèse de doctorat, Université de Liège, département des sciences de l'ingénieur, p31