



Université Abderrahmane Mira de Bejaia

Faculté de Technologie

Département des Mines et géologie

Memoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme de Master en Mines

Option : Valorisation des Ressources Minérales

Présenté par

Mr. ACHOUR Soufiane

Mr. ALOUANE Walid

Thème

***Optimisation des paramètres de l'extraction de
l'or par cyanuration – cas de la mine
d'Amesmesssa***

Soutenu le 29 / 06 /2016 devant le jury composé de:

Présidente:	L.HAMMICHE	M.A.A	U.A.M.B
Promotrice:	Z.SOUICI	M.C.B	U.A.M.B
Examineur:	N.BOUZIDI	M.C.A	U.A.M.B
Co-Promoteur:	M.LOUZ	Ingénieur	E.N.O.R

Année Universitaire: 2015-2016

REMERCIEMENTS

Nous témoignons que c'est par la grâce de Dieu le tout puissant et miséricordieux, d'aide incessante, qu'il nous a porté et d'orientation imminente qu'il nous a accordé pour achever ce travail.

Nous exprimons notre gratitude envers Madame **SOUICI Zahia**, notre promotrice, maitre de conférences à l'université de Bejaia pour ses conseils avisés tout au long du semestre. On a beaucoup apprécié la rigueur qui a guidé son encadrement ainsi que la discussion et la correction de ce manuscrit.

Nos remerciements les plus profonds vont à Monsieur **LOUZ Mohamed** chef service de traitement de l'ENOR qui nous a encadrés et nous a guidés durant notre stage pour réaliser ce modeste travail.

Nous sommes sensibles à l'honneur que nous fait Monsieur **Hammiche L.** Maitre-assistant à l'université de Bejaia d'avoir accepté de présider le jury.

Nous adressons nos sincères remerciements à **BOUZIDI Nedjma** maitre de conférences à l'université de Bejaia d'avoir accepté d'examiner notre travail et pour ses discussions et ses remarques pertinentes.

Nos remerciements les plus profonds vont à Monsieur **MORCELI Hamid** chef service de laboratoire pour nous avoir initiés aux méthodes expérimentales, sa grande culture scientifique et ses suggestions, toujours très précieuses et pertinentes ainsi qu'au personnel de l'ENOR sans exception.

Nos sincères remerciements à monsieur **TAMIS Kadour** ingénieur de laboratoire à ORGM pour son aide dans notre travail.

Nous avons un grand plaisir à remercier les enseignants et le personnel du département Mines et Géologie.

Nous ne saurons oublier par ailleurs à exprimer notre très haute considération à Monsieur **BAHLOUL R.** pour son aide inestimable.

Nous remercions enfin les membres de nos deux familles respectives et nos amis pour leur présence à nos côtés.

Liste des abréviations :

MBT : Mercaptobenzothiazole.

DTP : Diéthylthiophosphate.

AXP : Amylxyanthate de Potassium.

ENOR : Entreprise National d'exploitation d'OR.

CIC : Colon In Carbon.

CIP Colon In Pulp.

SAA : Spectromètre Analyse Atomique.

DRX : Diffraction Rayon X

PDF : Power Diffraction File.

FX : Fluorescence X.

ORGM : Office national de Recherche Géologique et Minier.

Liste des abréviations :

MBT : Mercaptobenzothiazole.

DTP : Diéthylthiophosphate.

AXP : Amylxyanthate de Potassium.

ENOR : Entreprise National d'exploitation d'OR.

CIC : Colon In Carbon.

CIP Colon In Pulp.

SAA : Spectromètre Analyse Atomique.

DRX : Diffraction Rayon X

PDF : Power Diffraction File.

FX : Fluorescence X.

ORGM : Office national de Recherche Géologique et Minier.

Liste des figures

CHAPITRE I

Figure I.1 : Filon. AA représentent des couches de pyrite do fer; BB des couches de quartz; C une couche de minerai de cuivre	5
Figure I.2 : Mine d'or exploitée à ciel ouvert (Algérie)	10
Figure I.3 : Mine d'or souterraine d'Éléonore au Canada.	10
Figure I.4 : Bâtée d'orpaillage.	12
Figure.I.5 : Schéma générale de traitement des minerais d'or.	21

CHAPITRE II

Figure II.1 : Situation géographique de la mine d'Amesmessa.....	24
Figure II.2 : Carte de la division classique de Hoggar.....	25
Figure II.3 : Croquis détaillé de filon de quartz à Amesmessa.....	27
Figure II.4 : Broyeur à boulets	31
Figure II.5 : l'épaisseur.....	31
Figure II.6 : Cuve de lixiviation	31
Figure II.7 : les cuves d'adsorption	31
Figure II.8 : Schéma de traitement de minerai d'or par la lixiviation en cuve	32
Figure II.9 : L'arrosage par le cyanure	33
Figure II.10 : le drainage de la solution	33
Figure II.11 : les colonnes de charbon(CIC).....	33
Figure II.12 : Schéma de traitement de minerai d'or par la lixiviation en tas	34
Figure II.13 : La coulée dans les moules	35
Figure II.14 : Lingot d'or.....	35

CHAPITRE III

Figure.III.1 : Diviseur à rifle	37
Figure.III.2 : Schéma de la préparation mécanique d'échantillon.....	38
Figure.III.2 : Analyse granulométrie de minerai (Amesmessa)	40
Figure.III.4 : Un faisceau de rayons X	42
Figure III.5 : Le spectre de diffraction X de l'échantillon	42
Figure III.6 : Fraction des éléments chimiques pour l'échantillon 1 par (PHOSPHATE BMCQ).....	44

Figure III.7 : Fraction des éléments chimiques pour l'échantillon 2 par (PHOSPHATE BMCQ).....	45
Figure.III.8 : Fraction des éléments chimiques pour l'échantillon 1 par (PASTILLE BMCQ).....	45
Figure.III.9 : Fraction des éléments chimiques pour l'échantillon 2 par (PASTILLE BMCQ).....	46
Figure.III.10 : Schéma d'une transition électronique	49
Figure.III.11 : Principe de la spectrométrie d'Analyse Atomique.	50
Figure.III.12 : La première fusion de l'échantillon préparé	51
Figure.III.13 : La deuxième fusion qui permet l'obtention des perles	52
Figure.III.14 : courbe d'étalonnage	53

CHAPITRE IV

Figure.IV.1 : Schéma des bouteilles roulantes	56
Figure.IV.2 : Influence de la concentration de cyanure sur le taux d'extraction de Au (%)...	58
Figure.IV.3 : L'influence de la densité sur la récupération de Au (%).....	60
Figure.IV.4 : L'influence de pH sur la récupération de Au (%)	61
Figure.IV.5 : L'influence de la granulométrie sur la récupération de Au (%).....	63
Figure.IV.6 : L'influence de minerai sur Au	64

Liste des tableaux :

CHAPITRE I :

GENERALITES SUR L'EXTRACTION DE L'OR

Tableau.I.1 : Principaux minéraux porteur d'or 7

Tableau.I.2 : Types de minerais et traitements possibles..... 8

CHAPITRE II :

L'EXTRACTION DE L'OR – CAS DE LA MINE D'AMESMESSA

Tableau.II.1 : les zones d'altération hydrothermale dans la mine d'Amesmesssa..... 27

CHAPITRE III :

ANALYSE ET CARACTERISATION DU MINERAI

Tableau III.1 : Caractéristiques de minerai en place 39

Tableau III.2 : Résultats de l'analyse granulométrique..... 40

Tableau III.3 : Concentration des phases obtenues par la méthode de PHOSPHATE
BMCQ 44

Tableau III.4 : concentration des phases obtenues par la méthode de PASTILLE
BMCQ 45

Tableau III.5 : Logarithme de la constante de stabilité en fonction des complexes formés
avec le cyanure 48

Tableau III.6 : Méthode Au flamme 53

CHAPITRE IV :

RESULTATS DES TESTS

Tableau IV.1 : Résultats d'analyse BL 01, BL02 et BL03 58

Tableau IV.2 : Résultats d'analyse BL 04, BL05 et BL06 60

Tableau IV.3 : Résultats d'analyse BL 07, BL08 et BL09 61

Tableau IV.4 : Résultats d'analyse BL 10, BL11, BL12 et BL13 62

Tableau IV.4 : Résultats d'analyse BL 14 63

Liste des tableaux :

CHAPITRE I :

GENERALITES SUR L'EXTRACTION DE L'OR

Tableau.I.1 : Principaux minéraux porteur d'or 7

Tableau.I.2 : Types de minerais et traitements possibles..... 8

CHAPITRE II :

L'EXTRACTION DE L'OR – CAS DE LA MINE D'AMESMESSA

Tableau.II.1 : les zones d'altération hydrothermale dans la mine d'Amesmesssa..... 27

CHAPITRE III :

ANALYSE ET CARACTERISATION DU MINERAI

Tableau III.1 : Caractéristiques de minerai en place 39

Tableau III.2 : Résultats de l'analyse granulométrique..... 40

Tableau III.3 : Concentration des phases obtenues par la méthode de PHOSPHATE
BMCQ 44

Tableau III.4 : concentration des phases obtenues par la méthode de PASTILLE
BMCQ 45

Tableau III.5 : Logarithme de la constante de stabilité en fonction des complexes formés
avec le cyanure 48

Tableau III.6 : Méthode Au flamme 53

CHAPITRE IV :

RESULTATS DES TESTS

Tableau IV.1 : Résultats d'analyse BL 01, BL02 et BL03 58

Tableau IV.2 : Résultats d'analyse BL 04, BL05 et BL06 60

Tableau IV.3 : Résultats d'analyse BL 07, BL08 et BL09 61

Tableau IV.4 : Résultats d'analyse BL 10, BL11, BL12 et BL13 62

Tableau IV.4 : Résultats d'analyse BL 14 63

Sommaire

Introduction générale	1
-----------------------------	---

CHAPITRE I :

GENERALITES SUR L'EXTRACTION DE L'OR

I.1. Introduction	3
I.2. Chimie de l'or	3
I.2.1. L'or et sa valeur	3
I.2.2. Propriétés physiques	3
I.2.3. Propriétés chimiques	3
I.2.4. Composition de l'or natif	4
I.2.5. Minerais aurifères	4
I.2.6. Formation des filons aurifères	4
I.2.7. Utilisation de l'or	6
I.3. Traitement des Minerais de l'or	7
I.4. Minéralogie et propriétés des minerais de l'or	7
I.4.1. La phase minéralurgique de l'or	7
I.4.2. Traitements métallurgiques classiques selon les types de minerais	8
I.5. Méthodes d'exploitation	9
I.5.1. Exploitation minière des gîtes aurifères.....	9
I.5.2. Méthodes d'exploitation de l'or.....	9
I.5.2.1. Exploitation à ciel ouvert.....	10
I.5.2.2. Exploitation souterraine	10
I.5.2.3. Exploitation artisanale de l'or	11
I.6. Méthodes de traitement de l'or.....	12
I.6.1. Technique De Base	12
I.6.1.1. Séparation des phases minéralogiques.....	13
I.6.1.2. L'enrichissement par gravité.....	13
I.6.1.3. La flottation.....	14
I.6.1.4. L'amalgamation	16
I.6.1.5. La lixiviation.....	17
I.6.1.5.1. Conditions générale de la cyanuration	17
I.6.1.5.2. La cyanuration en cuve	18
I.6.1.5.3. La cyanuration on tas	19

I.6.1.5.4.	Schéma général de traitement	20
I.7.	Conclusion	21

CHAPITRE II :

L'EXTRACTION DE L'OR – CAS DE LA MINE D'AMESMESSA

II.1.	Introduction.....	23
II.2.	Présentation de la mine d'or d'Amesmesssa	23
II.3.	Cadre géographique et géologique	23
II.3.1.	Cadre géographies	23
II.3.2.	Géologie régionale	24
II.3.3.	Aperçu géologique local	25
II.3.4.	Le gisement d'Amesmesssa	25
II.3.5.	Formation de gisement.....	26
II.3.5.1.	Morphologie du gisement	26
II.4.	Traitement du minerai (Process)	28
II.4.1.	Préparation mécanique du minerai	28
II.4.1.1.	Concassage	29
II.4.1.2.	Broyage	29
II.4.2.	Lixiviation en pulpe (CIP)	29
II.4.2.1.	La méthode gravimétrique	30
II.4.2.2.	La cyanuration	30
II.4.2.3.	La lixiviation en tas (Heap Leaching).....	32
II.4.2.4.	Colonnes de charbon (CIC)	33
II.5.	Raffinage.....	34
II.5.1.	La désorption	34
II.5.1.1.	Régénération	35
II.5.1.2.	L'électrolyse	35
II.5.1.3.	Calcination	35
II.5.1.4.	Fusion.....	35
II.6.	Conclusion	36

CHAPITRE III :

ANALYSE ET CARACTERISATION DU MINERAI

III.1.	Introduction.....	36
III.2.	Echantillonnage	36
III.3.	Préparation mécanique d'échantillon	36

III.3.1.	Concassage.....	36
III.3.2.	Tamissage	36
III.3.3.	Pulvérisation	37
III.3.4.	Quartage.....	37
III.4.	Analyse des échantillons	38
III.4.1.	Analyse granulométrique	39
III.4.1.1.	Résultats et Interprétation	40
III.4.2.	Diffraction des rayons X	41
III.4.3.	Analyse par la fluorescence X (FX)	43
III.4.3.1.	Principe	43
III.4.3.2.	Résultats des l'analyses.....	44
III.4.4.	interprétation des Résultats de DRX et FX	46
III.4.5.	Spectromètre analyse atomique (SAA)	48
III.4.5.1.	Principe	49
III.4.5.2.	Instrumentation De Base	50
III.4.5.3.	Avantages et limites de la méthode	50
III.4.5.4.	Dosage d'échantillon	50
III.4.5.4.1.	Préparation thermique des échantillons	51
III.4.5.4.2.	Préparation chimique des échantillons	52
III.4.5.5.	Résultat et interprétation	52
III.4.6.	Autres analyses	53
III.4.6.1.	Le pH	54
III.4.6.2.	Le cyanure.....	54
III.4.6.2.1.	Principe	54
III.5.	Conclusion	54

CHAPITRE IV : RESULTATS DES TESTS

IV.1.	Introduction.....	55
IV.2.	Résultats	55
IV.2.1.	Les tests de bouteilles roulantes (Bottel Roll)	55
IV.2.1.1.	L'effet de la concentration en cyanure.....	57
IV.2.1.2.	L'effet de la densité	59
IV.2.1.3.	L'effet du pH du milieu	60
IV.2.1.4.	L'effet de la granulométrie	62

IV.2.1.5. L'effet de minéral sur la cyanuration	63
IV.3. Discussion	64
IV.4. Conclusion	65
Conclusion générale	66

INTRODUCTION GENERALE

L'Algérie occupe la 21^{ème} place au classement mondial des pays détenteurs des réserves officielles en or. Les gisements aurifères les plus importants en Algérie sont ceux d'Amesmessas et Tirek. La SONAREM avait découvert le gisement d'Amesmessas en 1978. Ce gisement est classé parmi les plus grands dans la région du Hoggar, plutôt en Algérie. Le gisement d'Amesmessas est exploité actuellement par l'entreprise d'exploitation de mines d'or (ENOR). [1]

L'or est un métal rare dont l'extraction et le traitement ont un coût élevé puisque les étapes de l'extraction sont complexes et influentes sur l'environnement, il existe plusieurs procédés pour extraire l'or d'un minerai comme l'amalgamation, flottation, méthode gravimétrique et hydrométallurgique (la lixiviation). La lixiviation par cyanure (cyanuration) est la plus utilisée, puisqu'il s'agit d'un procédé relativement simple, avec des coûts d'investissement et de production plus faible. Elle est plus adaptée à un minerai de roche poreuse qui contient un or microscopique et à basse teneur. [2]

Le cyanure est l'élément principal pour l'extraction de l'or d'un minerai soit lixiviation en tas ou en cuve, il est considéré comme l'élément le plus coûteux et le plus dangereux. Ce procédé consiste à dissoudre l'or à l'aide de cyanures en solution aqueuse. Les ions cyanures forment des complexes stables $4\text{Na}[\text{Au}(\text{CN})_2]$ avec non seulement l'or mais encore avec l'argent et les autres métaux qui peuvent l'accompagner (Cu, Hg, Zn, Ni, Co,...). Les solutions alcalines de $\text{pH} \geq 10$ ont l'avantage de favoriser une action de dissolution préférentielle de l'or et de l'argent, sans que l'emploi du cyanure ne présente le danger de formation de gaz toxique (HCN).

Dans le cadre de la préparation de notre mémoire, nous avons effectué un stage pratique au niveau de la mine d'or d'Amesmessas. Nous avons pu voir sur terrain toute la chaîne de production et ce à partir de l'extraction de la matière première, son transport jusqu'aux procédés industriels utilisés. Eu vu d'améliorer le rendement d'or obtenu, nous avons entrepris une étude de plusieurs paramètres en but d'améliorer le taux d'extraction.

Notre travail se compose de quatre chapitres :

Des généralités sur l'extraction de l'or sont exposées et qui feront l'objet du premier chapitre, ce chapitre permettra d'avoir un aperçu global sur l'or, les différentes méthodes

de son extraction et de traitement de minerai. Dans le deuxième chapitre nous allons présenter la mine d'or d'Amesmesssa, la méthode d'exploitation et la chaîne de production. On s'intéresse dans le troisième chapitre aux analyses et caractérisation du minerai seul. Les procédures expérimentales, le montage des essais et les analyses préliminaires des résultats suivis par leurs discussions sont présentés dans le dernier chapitre.

Nous terminons ce manuscrit par une synthèse globale des chapitres, donnée sous forme de conclusion générale.

I.1. Introduction :

L'or est utilisé par l'homme depuis la fin de la préhistoire sous la forme de bijoux. À l'époque contemporaine, il a également servi d'étalon monétaire seul ou avec l'argent. L'or a suscité de nombreux espoirs qui se sont traduits par le phénomène de ruées vers l'or.

Au cours de ce chapitre, notre intérêt port sur les méthodes l'extraction de l'or après avoir ses propriétés physico-chimiques.

La lixiviation par cyanuration reste la méthode la plus adéquate pour l'extraction de l'or soit pour les minerais riches ou pauvres, pour cela une étude bibliographique pour le procédé de cyanuration est expliquée.

I.2. Chimie de l'or :

L'un des métaux les plus célèbres, l'or, bien qu'il soit très connu en orfèvrerie, reste principalement employé comme réserve monétaire.

I.2.1. L'or et sa valeur :

L'or, déjà connu dans les temps les plus reculés et qui est le plus puissant et le plus universellement répandu des auxiliaires de l'échange commercial, a toujours été regardé comme le roi des métaux. Eu tout cas, sa rareté et son inaltérabilité font de lui le métal le plus précieux. Sa valeur est extrêmement peu variable. [1]

I.2.2. Propriétés physiques :

L'or présente une couleur jaune brillante ; c'est un métal lourd ; sa densité est 19, 32. Il est malléable, ductile, et peut être réduit en feuilles très minces par le battage. L'or ainsi réduit en feuilles laisse passer une couleur verte, couleur complémentaire du rouge réfléchi par l'or.

L'or n'émet pas de vapeurs perceptibles à la température de nos fours industriels ; mais dans l'arc électrique, il fond très rapidement en donnant d'abondantes vapeurs métalliques.

Le point de fusion de l'or fin est de 1045°C. Il a alors une couleur bleu-verdâtre. Par le refroidissement il se contracte beaucoup.

L'or cristallise en octaèdres réguliers ou en dodécaèdres rhomboïdaux et en autres formes dérivées du cube. Précipité par le sulfate de fer, l'or offre une couleur brune. En suspension dans l'eau, il laisse passer une couleur bleu-violacée. [1]

I.2.3. Propriétés chimiques :

L'or a pour symbole **Au**, et pour poids atomique **196,6**. Il résiste à l'action de l'air et de l'eau dans n'importe quelles conditions, et est inattaquable aux acides nitrique,

chlorhydrique et sulfurique. Le mélange des deux premiers de ces acides, et qui est appelé eau régale dissout l'or très rapidement. Le chlore et le brome le dissolvent également vite. Les alcalis n'ont aucune action sur l'or ; cependant, lorsqu'on chauffe de l'or et un alcali, en présence de l'air, il y a peu à peu absorption d'oxygène et formation d'un aurate alcalin.

L'or en particules fines est rapidement dissous par le cyanure de potassium. [1]

I.2.4. Composition de l'or natif :

L'or natif n'est jamais pur. Il renferme presque toujours de l'argent dans des proportions allant quelquefois jusqu'à 40 % et 50 % et est très souvent allié, quoiqu'en faibles proportions, à du fer, du cuivre, du platine, et à d'autres métaux encore. Quelquefois on rencontre de l'or natif en cristaux du système cubique, dont les faces sont males et les arêtes légèrement arrondies. [1]

I.2.5. Minerais aurifères :

Les minerais métalliques qui renferment souvent de l'or sont : les pyrites arsenicales, les pyrites de fer, la galène, la blende, les cuivres panachés, les cuivres gris et le sulfure d'antimoine. Mais la plus grande partie de l'or provient des alluvions et ensuite des filons quartzeux. Les alluvions sont formées de sables ou d'argiles et de roches ou fragments de roches, siliceuses ou granitiques, désagregés par l'eau et l'air et entraînés du haut des montagnes par les eaux. Comme on y trouve souvent l'or encore engagé dans sa gangue quartzeuse, il ne peut y avoir de doute sur l'origine de ces alluvions.

L'or trouvé dans les alluvions a la forme de paillettes ou de grains. Ces derniers, lorsqu'ils dépassent un certain volume est appelé pépites ; on connaît des pépites pesantes plusieurs kilogrammes. Dans le quartz, l'or est en petits grains ou en veines, mais le plus souvent en particules fines et invisibles à l'œil nu.

Les filons quartzeux traversent généralement des schistes talqueux, des schistes micacés ou amphibolifères, des granits, des porphyres, de la serpentine.[1]

I.2.6. Formation des filons aurifères :

On distingue dans un filon le toit ou partie supérieure, et le mur ou partie inférieure. La distance entre les deux indique la puissance du filon. La tête du filon, c'est-à-dire la partie la plus voisine du sol, s'appelle l'affleurement, tandis que la partie la plus profonde est nommée queue. La salbande est la partie qui, dans le filon, sépare les murs du gîte métallique.

La direction d'un filon est l'angle que fait avec le méridien une ligne tirée par le milieu de la salbande, tandis que son inclinaison est l'angle que fait une ligne perpendiculaire à la direction, avec le plan horizontal.

Si nous étudions d'une manière générale un filon, nous remarquons que la partie métallifère est le plus souvent distribuée sous forme de nodules ou de ramifications, ou même déposée directement sur le mur. Dans les filons très réguliers, nous la voyons symétriquement placée entre les couches des différentes substances qui les forment.

Observons, maintenant, que les cristaux qu'on rencontre dans certains filons ont presque toujours leurs pointes dirigées vers l'intérieur, ce qui permet d'admettre qu'ils y ont été déposés par une solution qui remplissait la cavité en fissure, et que c'est par des dépôts successifs, abandonnés par les eaux très chargées en sels minéraux que contenaient les fissures ou fentes dues ; soit à des soulèvements ou glissements de terrain, soit à l'action volcanique, que la formation des filons s'est accomplie. Il n'est guère probable que la formation des filons ait eu lieu par une cristallisation simultanée au sein d'un même liquide. La disposition des couches parallèlement superposées des diverses substances qui les composent semblent indiquer qu'à plusieurs époques éloignées les unes des autres, les fentes ont été remplies par des eaux de compositions différentes qui y ont déposé des sels dissemblables.

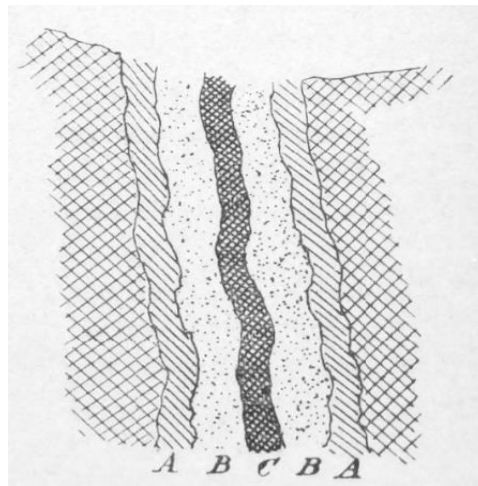


Figure I.1 : Filon. AA représentent des couches de pyrite de fer ;

BB des couches de quartz ;

C une couche de minerai de cuivre.[1]

Le quartz, qui est de la silice pure, ne peut être un dépôt de la même solution que le sulfure de fer. Il est à noter ici que dans un quartz pyriteux, l'or se trouve plus souvent dans la pyrite que dans le quartz.

La présence presque constante de la pyrite dans les filons quartzeux aurifères montre certaines corrélations avec le dissolvant de l'or.

La pyrite de fer, qui est un sulfure, doit être formée par une sulfuration lente d'un sel de fer, d'un chlorure ou plutôt d'un sulfate. Le sulfate de sesquioxyde de fer, qui dissout l'or

en très petite quantité, a très bien pu être sulfuré peu à peu, et abandonner à l'état métallique l'or qu'il tenait en suspension. C'est du reste la théorie généralement admise (figure I.1). Je ne crois pas à un seul dissolvant de l'or.

Le dissolvant de l'or des pyrites devait être acide, et celui de l'or que l'on trouve dans le quartz alcalin. Quant au quartz, il devait se trouver en solution à l'état de silicate, et l'or à l'état d'aurate alcalin.

L'aurate étant très soluble, l'or pouvait se trouver dans cette dissolution en plus grande quantité que dans une solution de sulfate de fer où il est très peu soluble.

L'or dans les pyrites est en particules très fines, généralement invisibles à l'œil nu, tandis que celui dans le quartz est le plus souvent en grains assez gros, quelquefois même en jolis cristaux octaédriques. Comme nous le verrons plus loin, l'or des pyrites est moins amalgamable que celui du quartz exempt de pyrites et d'autres sulfures.

Un grain d'or provenant d'une pyrite, quoique très brillant, ne se combine pas au mercure. Si on prend un petit grain d'or avec une pince, car il faut éviter de le toucher avec les doigts qui sont plus ou moins gras, et qu'on le mette en contact avec du mercure, il n'y a pas amalgamation ; mais si on le trempe dans un peu d'acide nitrique ou chlorhydrique il devient amalgamable. Cet or ayant été en contact avec de la pyrite, qui est un sulfure, a provoqué l'étude de l'action des sulfures et de l'hydrogène sulfuré sur ce métal. De nombreuses expériences ont permis de conclure que l'or, soumis à l'action de sulfhydrate d'ammoniaque ou d'une solution aqueuse d'hydrogène sulfuré, ne change pas d'apparence, conserve son éclat et n'est plus amalgamable, mais le redevient lorsqu'on le chauffe au rouge ou qu'on le passe dans l'acide nitrique ou chlorhydrique.

On peut donc admettre qu'à la surface de l'or, il y a eu formation d'une couche excessivement mince de sulfure qui, tout en lui laissant sa couleur et son brillant, lui a enlevé la propriété de s'amalgamer.[1]

I.2.7. Utilisation de l'or :

La principale utilisation de l'or a longtemps résidé dans les échanges monétaires, et ce dès l'Antiquité. Encore aujourd'hui, il est souvent employé comme investissement ou valeur refuge. En bijouterie, l'or est souvent employé en alliage, l'or pur étant trop malléable. De nombreuses couleurs dominantes peuvent ainsi être obtenues (blanc, jaune, rose, etc.). Dans le domaine de la santé, l'or est utilisé pour les prothèses dentaires. Pour sa capacité à refléter les rayons infrarouge, l'or recouvre le miroir du futur télescope James Webb. L'or peut aussi être trouvé dans certains câbles et connecteurs électriques. [2]

I.3. Traitement des Minerais d'or

Les caractéristiques des minéraux de l'or (natif principalement) ont conduit au développement des méthodes de traitement des minerais d'or par exemple:

- La densité élevée de l'or et de ses minéraux a conduit au développement des techniques de concentration gravimétrique.
- Le caractère hydrophobe de la surface de l'or natif lui confère une excellente flottabilité. Sachant que la flottation est une méthode de traitement très utilisée pour l'élaboration des concentrés.
- L'or et certains de ses minéraux sont solubles dans les solutions diluées et alcalines de cyanure. Cette propriété a donné naissance à la lixiviation au cyanure. La technique de traitement la plus courante pour ses minerais d'or.
- L'or est aussi soluble dans d'autres solvants, parmi lesquels il faut citer la thio-urée et les thiosulfates en milieux acides. Ces deux composés pourraient connaître de développements industriels dans les prochaines années.
- L'or est enfin mouillable par le mercure, car la tension de surface entre l'or et le mercure est faible. Cette propriété est utilisée dans l'amalgamation, connue depuis bien longtemps. [3]

I.4. Minéralogie et propriétés des Minerais de l'or

I.4.1. La phase minéralurgique de l'or

L'or est susceptible d'exister dans des environnements géologiques relativement variés (*roches sédimentaires, filons intra-plutonique ou péri-plutonique*). Mais sa faible réactivité chimique, fait qu'il se présente dans la nature sous des phases minéralogiques peu nombreuses. Les principaux minéraux porteurs d'or sont marqués dans le tableau I.1. [4]

Tableau I.1: Principaux minéraux porteur d'or.

Minéral	Composition	Teneur en or (%)	Densité	Dureté
Or natif	Au	> 75	16 -19	2,3 - 3
Electrum	Au Ag	45-75	13 - 16	2 - 2,5
Calaverite	Au Te ₂	40	9,2	2,5 - 3
Krennerite	Au ₄ Ag Te ₁₀	31 - 44	8,6	2,5
Sylvanite	Au Ag Te ₄	24- 30	8,2	1,5-2
Petzite	Ag ₃ Au Te ₃	19 - 25	9,1	2,5
Hessite	Ag ₃ Te	< 5	8,4	2,5 - 3

D'un point de vue économique, le minéral prédominant est l'or à l'état métallique ou or natif qui peut avoir une grande variété de formes et de dimensions dans les différents gisements. [4]

I.4.2. Traitements métallurgiques classiques selon les types de minerais

Il est possible de regrouper huit types principaux de minerais, sous réserve que des évolutions techniques en cours viennent modifier cette classification. Parmi ces évolutions, la bio-oxydation et l'attaque oxydante sous pression pour les minerais difficiles arrivent en tête (tableau I.2).

La bio-oxydation n'est donc pas utilisée seulement pour traiter les concentrés, mais aussi pour faciliter la lixiviation en tas de minerais bruts sulfurés ne pouvant être flottés. On opère en deux temps : bio-oxydation de minerais concassés mis en tas, puis lixiviation classique au cyanure après lavage et apport de chaux pour obtenir un pH basique.

Tableau I.2 : Types de minerais et traitements possibles. [5]

	Type	Minéralurgie-Métallurgie
1	Or libre	Gravité pour les minéralisations grossière Cyanuration pour les minéralisations fines (lixiviation en tas (<i>Heap Leaching</i>), ou en fosse (<i>Vat Leaching</i>) ou en verse (<i>Dump Leaching</i>))
2	Or inclus dans des pyrites et les arsénopyrites	Flottation des sulfures Cyanuration après broyage fin ou grillage, ou oxydation sous pression, ou bio-minéralurgie appliquée aux concentrés ou aux minerais (Thio bacillaires)
4	Tellures d'or	Flottation Cyanuration après grillage ou oxydation sous pression
5	Sulfures de cuivre aurifères	Flottation des sulfures de cuivre Fusion des concentrés Électro-raffinage du cuivre Traitement chimique des boues anodiques contenant l'or
6	Sulfures de plomb-zinc aurifères	Flottation Fusion Récupération de l'or dans les scories ou dans les résidus d'électrolyse des métaux de base Parfois cyanuration des concentrés
7	Minerais charbonneux	Flottation ou oxydation par grillage ou par oxygène sous pression Cyanuration
8	Or latéritique	Oxydation sous pression, si nécessaire, et lixiviation cyanurée en tas ou en cuves agitées

I.5. Méthodes d'exploitation :

Pour des raisons économiques, un minerai ne peut être exploité que si sa teneur en métal pur reste supérieure à une valeur minimum, en dessous de laquelle le prix de revient du kilogramme de métal serait trop élevé.

La présentation naturelle de l'or préside largement au choix d'un procédé de traitement en favorisant ou en entravant plus ou moins l'utilisation de certaines des propriétés physiques ou chimiques.

A travers ce chapitre, une présentation générale des méthodes d'exploitation appliquée dans ce genre du minerai, mais plus particulièrement les différentes méthodes de traitement des minerais dorés. [6]

I.5.1. Exploitation minière des gîtes aurifères

L'or se trouve le plus souvent sous forme de dépôts concentrés, ce qui rend l'exploitation minière aurifère plus viable.

L'exploitation minière aurifère englobe les travaux d'exploration et de traitement, les études géologiques, le développement et extraction, raffinage et en fin la livraison de barres d'or vers une raffinerie de métaux précieux. [7]

I.5.2. Méthodes d'exploitation de l'or

Une méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux de creusement et d'exploitation du minerai dans un ordre bien déterminé, en autre terme un système d'exploitation caractérisé par le développement dans l'espace et le temps des travaux de la préparation, de découverte, et d'exploitation. [8]

Une fois le gisement délimité, et les études de faisabilité économiques et environnementales terminées, c'est la construction des infrastructures, puis de l'extraction même du gisement. Deux principaux types d'extraction sont utilisés, soit l'extraction dite à ciel ouvert » et l'extraction « souterraine », il existe aussi la méthode artisanale d'orpaillage (figure I.4). L'extraction à « ciel ouvert » consiste à excaver une fosse dans le roc et à l'extraire le gisement. Cette méthode est celle que les dirigeants d'entreprises préfèrent parce qu'elle est moins coûteuse et, affirme-t-on, plus sécuritaire. Les mines souterraines sont, quant à elles, plus traditionnelles. Elles impliquent le creusage de puits (verticale) et de galeries (horizontale) pour extraire le gisement directement sous terre. Enfin, dans un cas comme dans l'autre, des explosifs et des équipements lourds sont utilisés pour extraire le minerai. [9]

I.5.2.1. Exploitation à ciel ouvert

L'exploitation à ciel ouvert est un type d'exploitation dans laquelle le dépôt de minerai s'étend profondément dans le sous-sol nécessitant l'enlèvement de couches superposées de morts terrains et de minerai (figure I.2). [10]



Figure I.2 : Mine d'or exploitée à ciel ouvert (Algérie)

I.5.2.2. Exploitation souterraine

Le mode d'exploitation souterraine est utilisé pour les gisements en profondeur, c'est-à-dire pour les minéralisations se trouvant à plus d'une centaine de mètres de profondeur. Lors de l'exploitation, le champ minier peut être partagé en étapes, par soutènements ou non. Dans les mines souterraines (figure I.3), il faut veiller à l'exhaure, éclairage, aérage, soutènement pour la sécurité et la santé des travailleurs.[11]



Figure I.3 : Mine d'or souterraine d'Éléonore au Canada. [12]

Grandes mines d'or monde

Il existe plusieurs mines d'or dans le monde soit à ciel ouvert ou souterrain, qui sont actuellement en production aux États-Unis, au Pérou, en Australie, en Argentine et en Afrique du Sud : Cortez, etc.

- La mine de Grasberg située dans l'Ouest Papouasie en Indonésie à une altitude d'environ 4200 mètres au-dessus du niveau de la mer, la mine est ouverte en 1973.
- La mine à ciel ouvert est estimée comme étant la plus grande mine d'or et de cuivre quant aux réserves et produit près de 250000 tonnes de minerais par jour.
- Tau Tona est une mine d'or en Afrique du Sud, ouverte en 1962, sa profondeur de 3.4 kilomètres en fait l'une des plus profondes au monde et sa production atteint 15 tonnes an d'or. C'est une des mines d'or les plus rentables d'Afrique du Sud et elle est restée en opération de manière continue, même lorsque le prix de l'or chuta. [13]

I.5.2.3. Exploitation artisanale de l'or

L'exploitation traditionnelle ou artisanale, est toute sorte d'exploitation dont les activités consistent, à extraire et concentrer les substances minérales et à en récupérer les produits marchands par les méthodes et procédés manuels et traditionnels d'utilisation directe de l'énergie humaine dans l'extraction des minerais.

Le terme orpaillage est souvent utilisé pour désigner l'exploitation traditionnelle ou artisanale de l'or (figure I.4). Pour certains, le terme orpaillage tire son origine étymologique du mot « harpiller » qui signifie en anciens Français, saisir, attraper. Pour d'autre, il vient du multi paille, en référence à la paille que les chercheurs d'or d'antan plaçaient sous les riffles pour piéger l'or.

Du reste dans certains pays européens les orpailleurs de ces régions disposent des moyens techniques modernes (pompe à gravier, détecteur de métaux) pour décrire et extraire l'or.

On retient que l'exploitation artisanale de l'or est une activité qui se fait sans l'utilisation de moyens techniques (machines) ou du moins à un degré moindre. [14]



Figure I.4 : bâlée d'orpaillage. [11]

En général, les différentes méthodes d'exploitation minière mises en place varient d'un point à l'autre afin de prendre en compte des variations géologiques locales et de maintenir la rentabilité des travaux. Parmi les très nombreux facteurs qui interviennent pour modifier les conditions de travail, signalons spécialement :

- La puissance, le pendage et l'irrégularité de la formation ;
- La dureté, les propriétés mécaniques du minerai et la nature des épontes ;
- Les variations des teneurs ;
- La stabilité de la couronne ;
- L'importance du gisement. [11]

I.6. Méthodes de traitement de l'or

Le minerai extrait de la mine est acheminé d'habitude vers les installations de traitement. Normalement, le minerai est d'abord concassé et broyé en fines particules. La plupart du temps, les gisements d'or contiennent des minéraux sulfurés (aussi appelés « sulfures ») auxquels l'or est associé. Des procédés de traitement, dites minéralurgiques. Sont utilisés pour concentrer ces minéraux et extraire le métal précieux. [15]

Ils ont la fonction d'effectuer la séparation physique du minerai dans le but de produire une portion enrichie contenant la majeure fraction des minéraux visés (le concentré) et une portion pauvre constituée presque exclusivement de la gangue (le rejet). Le minerai d'or.

I.6.1. Technique de base

Aux différentes occurrences de l'or dans le minerai correspondent des méthodes minéralurgiques différentes conduisant à des concentrés de teneurs variées et des

récupérations variables selon les cas. En effet, la première observation à faire est la dimension des grains d'or libres ou de minéraux porteurs, notamment des sulfures

I.6.1.1. Séparation des phases minéralogiques

Les méthodes minéralurgiques courantes sont généralement simples dans leurs principes.

I.6.1.2. L'enrichissement par gravité

S'appliquent essentiellement à l'or libre des placers, mais il peut aussi être combiné à la flottation des sulfures porteurs d'or. Dans le premier cas, on effectue souvent un débouillage suivi d'un criblage avant la séparation gravimétrique.

Dans le deuxième cas, il est nécessaire de concasser et de broyer le minerai. Comme règle générale, la présence de quantités raisonnables d'or grossier nécessite un traitement par gravité sur les refus de criblage après concassage et sur les sous verses du cyclonage après broyage. En effet, après le broyage, l'or libre a tendance à être piégé tout au long du circuit de traitement.

La gravimétrie s'intercale facilement dans un schéma de traitement

Dans tous les cas, le broyage constitue une étape très importante et délicate, non seulement pour libérer les minéraux, mais encore parce que les métaux natifs (or, platine, argent...) s'aplatissent sous l'effet de la charge des boulets, et ont tendance à s'accumuler dans le broyeur. [16]

Un broyage ultrafin ($< 20 \mu\text{m}$) d'un concentré polymétallique aurifère est susceptible d'activer mécaniquement l'or contenu et d'augmenter sa récupération par cyanuration. Les **appareils de gravité** les plus utilisés, et suivants pour la récupération d'or libre doivent être adaptés aux dimensions des particules:

- le **sluice**, long canal de bois incliné barré par des réglettes transversales ou « riffles », qui a été, avec la batée, l'instrument de concentration pendant des millénaires. Le « longtom » et le « rocker » sont ses dérivés américains, le « pinched sluice » est une version moderne canadienne. Ces appareils ne nécessitent pas de dépense énergétique ;
- les **jigs**, dont les types Pan American, Yuba et Denver sont les plus courants ; le Jig Denver étant semble-t-il le mieux adapté à la séparation de or/pyrite ;
- la **spirale**, qui ne nécessite pas de dépense énergétique, travaille soit en dégrossisseuse, soit en releveuse sur les concentrés de dégrossissage ;

- la **table Wilfley** est le type de tables à secousses le plus fréquemment utilisées. Les concentrés de minéraux lourds sont traités sur une **table Gemini**, qui est mieux adaptée à la séparation de l'or des minéraux denses accompagnateurs ;

- les **concentrateurs centrifuges à bol et de type horizontal** ont des plages granulométriques de traitement légèrement supérieures à celles des concentrateurs précédents ;

- les **concentrateurs centrifuges verticaux Knelson ou Falcon** ont apporté depuis une vingtaine d'années une révolution dans le traitement gravitaire classique de l'or, et sont utilisés aussi bien dans des exploitations artisanales qu'en usine.

Les **appareils de séparation magnétique** peuvent être utilisés pour retirer des minéraux ferri-fères du minerai ou les constituants magnétiques et ferromagnétiques polluant les concentrés gravimétriques.

La **flottation** est le procédé indispensable soit pour éliminer certains sulfures qui s'avèreraient être des cyanicides (consommateurs de cyanure), soit au contraire pour les concentrer quand ce sont des minéraux porteurs, telles la pyrite et l'arsénopyrite contenant de très fines inclusions d'or, ou même de l'or intégré dans leur réseau.

La flottation de l'arsénopyrite n'est pas toujours aisée et une grande partie de l'or est perdue. L'efficacité des cellules de flottation dans le traitement des sulfures aurifères est améliorée par une régulation des écumes, aussi bien au dégrossissage qu'au finissage et aux relevages mousses minéralisés.

Les collecteurs classiques de la flottation de la pyrite aurifère et de l'or sont le 2 mercaptobenzothiazole (MBT), le diéthylthiophosphate (DTP) et l'amylxanthate de potassium (AXP). Le MBT assure une flottabilité maximale de l'or et de la pyrite, à des pH acides (4 à 6). L'AXP peut permettre de séparer l'or et la pyrite, ce dernier commençant à être déprimée à des pH > 8, et totalement à pH > 10, alors que la récupération de l'or n'est pas affectée par une augmentation de pH. Une éventuelle sélectivité peut aussi être atteinte avec le collecteur DTP, pour un pH compris entre 9 et 10 [16]

I.6.1.3. La flottation

La flottabilité naturelle de l'or natif et son association fréquente avec des sulfures ont conduit très tôt à l'utilisation de la flottation pour la concentration des minerais d'or.

La flottation des minerais d'or est mise en œuvre suivant une grande variété de configuration, illustrant bien la souplesse de ce procédé :

Intuition des minerais l'or accompagné in sulfures, réfractaires ou non.

Le concentré de flottation peut ensuite être traité par des méthodes énergiques pour récupérer le maximum de métal, rebroyage, cyanuration, grillage éventuellement dans le cas des minerais réfractaires. [4]

Quelque fois, les rejets de flottation peuvent être soumis à une cyanuration en complément de traitement.

Cette étape complémentaire de traitement, particulièrement développée en Afrique du Sud a permis un gain supplémentaire d'or contenu dans des pyrites ;

- flottation différentielle permettant la séparation tellurure d'or pyrite ou or libre pyrite;
- enfin, la flottation peut être aussi utilisée pour séparer les minéraux carbonés on tête de la cyanuration.

Les réactifs utilisés sont les mêmes que ceux employés pour les sulfures: dithiophosphatos, xan-thatesmercaplants pour les collecteurs ; huile de pin, acide cérylique, phosocrésol pour tes moussants. Des dispersants des argiles sont quelquefois employés (*silicate do sodium*)

La flottation de l'or et des sulfures accompagnateurs est une opération simple et économique, cependant elle nécessite d'être conçue en relation étroite avec le reste du traitement

Lorsque la cyanuration intervient après l'étape de flottation. La présence des collecteurs et des autres réactifs peut affecter la mise en solution de l'or.

Du plus, dans le cas où l'or solubilisé est récupéré par du charbon actif, les réactifs de flottation peuvent inhiber l'adsorption de l'or sur le charbon. Des pertes en or soluble et une faible charge du charbon en résultent.

Une étape d'oxydation plus ou moins longue, un rebroyage poussé des concentrés ou un grillage sont nécessaires pour rendre les concentrés flottés correctement cyanurable.

Lorsque la flottation intervient après cyanuration, la présence d'ion (CN^-) peut déprimer les sulfures, en particulier la pyrite. Une destruction des cyanures restants par (SO_2) en pH acide permet de remédier à cet inconvénient, en réactivant les sulfures

Une autre difficulté rencontrée dans la flottation tient à la présentation de l'or lui-même.

Au-delà de 250 μm environ, la flottation de l'or devient difficile et nécessite l'emploi de collecteurs puissants. [4]

I.6.1.4. L'amalgamation

La tension superficielle à l'interface Or - Mercure, très inférieure à celle de l'eau avec l'or, permet un contact préférentiel et favorise In combinaison des deux métaux, qui forment alors un ensemble de composés métalliques appelé amalgame.

Il existerait en fait toute une série d'alliages allant de AuHg_2 à Au_8Hg .

En fait, du point de vue du traitement, on peut observer un mélange comprenant :

- Une solution liquide d'or dans le mercure (0,1 % d'or) ;
- un ou plusieurs composés solides Or - Mercure;
- des particules d'or natif solide, recouvertes et cimentées par les deux autres composants.

Les limites de l'amalgamation sont principalement les suivantes :

- elle ne concerne que l'or natif ;
- cet or natif doit être bien libéré, sa surface propre et exempte de couche d'oxyde de fer ou de réactifs hydrophobes (*graisses, réactifs de flottation*) ;
- si l'or est trop fin, il peut avoir tendance à flotter à la surface de l'eau ou du mercure ;
- la présence de certains sulfures, d'arsenic en particulier, plus ou moins solubles dans l'eau peut provoquer des difficultés lors de l'amalgamation, en particulier la formation de gouttelettes ultra fines de mercure qui devient impossible à récupérer.

L'application de ces techniques sur les minerais tout-venant est aujourd'hui quasiment abandonnée à cause des dangers présentés par la manipulation du mercure, la part importante de main-d'œuvre qu'elles nécessitent et les facilités qu'elles offrent au vol de métal précieux. L'amalgamation n'est plus pratiquée aujourd'hui que sur des concentrés gravimétriques ou de flottation.

La technique employée est généralement l'amalgamation en discontinu d'une charge de concentré, dans une sorte de broyeur.

Après séparation par gravimétrie et passage sur des plaques de cuivre, l'amalgame est pressé dans une peau de chamois pour éliminer le mercure résiduel, puis distillé vers 350° à 450 °C. Le mercure condensé est recyclé. L'or restant au fond de cornues est envoyé à l'affinage.

Signalons enfin qu'une tendance récente se fait jour, pour remplacer l'amalgamation des concentrés par une cyanuration intensive ou tout simplement par l'envoi directement à la fonderie. [4]

I.6.1.5. La lixiviation

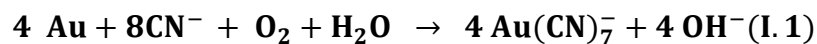
La cyanuration est la méthode de traitement des minerais d'or la plus largement utilisée.

Mise au point au début du siècle, elle a connu des améliorations continues tant au niveau du procédé que de sa mise en œuvre. C'est donc une méthode bien établie et simple, capable de traiter des minerais de type très divers moyennant certaines adaptations spécifiques.

I.6.1.5.1. Conditions générales de la cyanuration

La chimie de la cyanuration de l'or a été exposée et discutée par Finkelstein et par Dorr et Bosqui.

L'équation globale généralement admise est :



Cette équation met en évidence la nécessité de la présence d'oxygène pour que la réaction ait lieu. L'oxygène est fourni à la solution par un simple barbotage d'air

L'attaque est conduite en milieu alcalin (pH de 9 à 11,7) pour éviter la transformation des cyanures par hydrolyse en acide cyanhydrique HCN gazeux; cette réaction qui se produit en milieu acide conduit à une perte de réactifs mais aussi à l'émission d'un gaz extrêmement toxique.

L'alcalinité du milieu est contrôlée en général par addition de chaux.

La soude, plus coûteuse, est quelquefois utilisée pour minimiser les problèmes d'encroûtement dû à la précipitation de sulfate de calcium.

La consommation de chaux varie fortement suivant les minerais; elle est comprise entre un et quelques kilogrammes par tonne de minerai traité.

Le cyanure utilisé aujourd'hui est le cyanure de sodium ou plus rarement de calcium. Les consommations habituelles vont de moins de 200 g/t à 5 kg/t dans les cas les plus difficiles.

La concentration en cyanure libre dans la solution d'attaque varie de quelques ppm à 500 ppm de NaCN.

Le temps d'attaque est dépendant du minerai traité et de la dimension des grains d'or.

Industriellement, les temps de séjour sont en général compris entre 16 et 40 h, mais des temps plus longs peuvent à l'occasion être utilisés.

La récupération des particules d'or grossier par gravimétrie permet de réduire les temps de séjour et les pertes en métal dans les rejets de cyanuration. L'attaque est conduite à la température ambiante, ce paramètre n'ayant que peu d'influence sur la cinétique

d'extraction. La cinétique de l'extraction et les consommations en réactifs sont grandement influencés par la minéralogie du minerai traité.

Dans certains cas, les conditions générales précisées ci-dessus ne conviennent plus et la valeur de certains paramètres du procédé n'est plus économique. Dans de nombreux cas, un prétraitement permet de restituer au minerai ou à la pulpe traitée, une aptitude à la cyanuration. [4]

I.6.1.5.2. La cyanuration en cuve

La mise en œuvre traditionnelle de la cyanuration est effectuée dans une série de cuves. Le minerai après broyage est introduit sous forme de pulpe dans des réacteurs pour être mis en contact avec le cyanure.

Jusqu'à une période assez récente, dans de nombreuses usines, les fractions «sableuses» étaient séparées des fines pour être cyanurées à part. Les tables étaient alors lixiviées en cuve statique, la solution d'attaque percolant librement à travers le matériau et étant recirculée en permanence. Les fines étaient-elles, envoyées dans une série de réacteurs agités, placées en série.

Aujourd'hui, cette configuration est généralement abandonnée; le minerai est broyé entièrement traité dans une série de réacteurs. Tous types de réacteurs existent actuellement, différant par leur mode d'agitation :

➤ Les Pachucas

Ce sont des réacteurs cylindriques à forme haute, à fond plat ou conique, dans lesquels l'air injecté par le bas, dans un tube central, assure une circulation de la pulpe dans la cuve,

➤ Les agitateurs Dorr

Ces réacteurs de formes cylindriques basses, à fond plat, possèdent un racleur placé en fond de cuve, soutenu par un axe creux. L'air injecté à la base de l'axe fait remonter la pulpe qui est redistribuée à la surface à l'aide de deux goulottes solidaires de l'axe et tournant à la même vitesse que le racleur.

➤ Les cuves agitées

Ces réacteurs possèdent un système d'agitation mécanique (hélice) qui maintient la pulpe en suspension et assure un brassage de l'air dans la cuve.

Une injection d'air supplémentaire est quelquefois assurée par des tubes placés près du système d'agitation. Bien entendu, dans ce cas, le débit d'air est inférieur à celui nécessaire par les pachucas pour lesquels l'air doit assurer, en plus de son rôle d'oxydant, l'agitation de la pulpe. Tous ces réacteurs connaissent de nombreuses variations de détails.

La tendance actuelle est l'utilisation des cuves agitées : elles consomment en effet moins d'énergie et sont moins sujettes au phénomène de court circuitage.[17]

Les réacteurs sont soit placés en série dans la plupart des cas ou fonctionnent en discontinu, notamment lorsqu'il s'agit de concentrés d'or.

I.6.1.5.3. La cyanuration on tas

Une autre mise en œuvre de la cyanuration est la lixiviation en tas. Cette technique, connue depuis longtemps pour les minerais de cuivre et d'uranium se développe rapidement depuis une dizaine d'années pour l'or.

Ce procédé, présentant des coûts d'investissement et de fonctionnement plus faibles que la cyanuration classique, permet en effet de mettre en valeur des gisements à plus faible teneur ou de retraiter des rejets anciens. Des gisements à des teneurs aussi faibles que 1 à 2 g d'or/t sont actuellement exploités. Une opération de cyanuration en tas va en général de pair avec une exploitation à ciel ouvert.

Le principe de l'opération est simple : un tas de plusieurs dizaines de milliers à 1 Mt de minerai est disposé sur une aire imperméabilisée (argile, plastique, asphalte). La solution de cyanure, par l'intermédiaire de distributeurs, est envoyée sur le dessus du tas et percole librement dans sa masse. Les eaux mères, rassemblées à la base du tas à l'aide d'une couche drainante sont collectées et envoyées dans l'unité de récupération de l'or.

Ce processus se poursuit jusqu'à ce que l'extraction de l'or ne progresse plus que très lentement (quelques jours à quelques mois). Le principe même de la lixiviation en tas ne permet pas l'application d'un prétraitement au minerai.

En conséquence, le minerai doit être naturellement propre à l'utilisation de cette technique. En particulier :

- La dimension des grains d'or doit être aussi petite que possible, la dissolution des grains d'or grossier pouvant demander un temps extrêmement long (1 à 2 ans);
- L'or doit pouvoir être en contact avec le cyanure soit naturellement grâce à la porosité de la roche, soit après un concassage ;
- Le minerai ne doit contenir que des quantités faibles d'éléments cyanicides tels que des sulfures partiellement oxydés de Sb, Fe, Zn , Cu et As, ou d'autres minéraux qui perturbent la cyanuration;
- Le minerai ne doit pas contenir des matières carbonées qui pourraient adsorber l'or dans le tas ;

- Le minerai ne doit pas non plus contenir trop de sulfure libérant de l'acide pour éviter une trop forte consommation de chaux;
- Enfin, le minerai doit présenter de bonnes caractéristiques de percolation, c'est-à-dire, ne pas avoir trop de fines ou d'argiles.

Une bonne connaissance des caractéristiques minéralogiques chimiques et physiques du minerai est donc indispensable à la conception d'une installation de cyanuration on tas.

En général, la récupération d'or est de l'ordre de 75% de celle obtenue par cyanuration en cuve

Cette technique, de développement récent, connaît actuellement des améliorations constantes, notamment dans l'amélioration de la perméabilité des tas. [18]

I.6.1.5.4. Schéma général de traitement

L'ensemble des considérations qui précèdent, minéralogie, propriétés de l'or et particularités des différentes techniques de traitement permet de définir un schéma général de traitement que l'on retrouve dans la plupart des exploitations d'or (figure I.5).

Après préparation mécanique et récupération de l'or grossier par gravimétrie, une alternative est offerte, flottation suivie éventuellement d'une cyanuration des concentrés d'or, ou bien cyanuration du tout-venant.

Les solutions aurifères sont ensuite traitées pour récupérer l'or. Les concentrés eux, peuvent être amalgamés, cyanurés ou envoyés directement en fonderie. Bien entendu, dans le cas d'une cyanuration en tas, aucune séparation gravimétrique ni aucun prétraitement ne sont applicables.

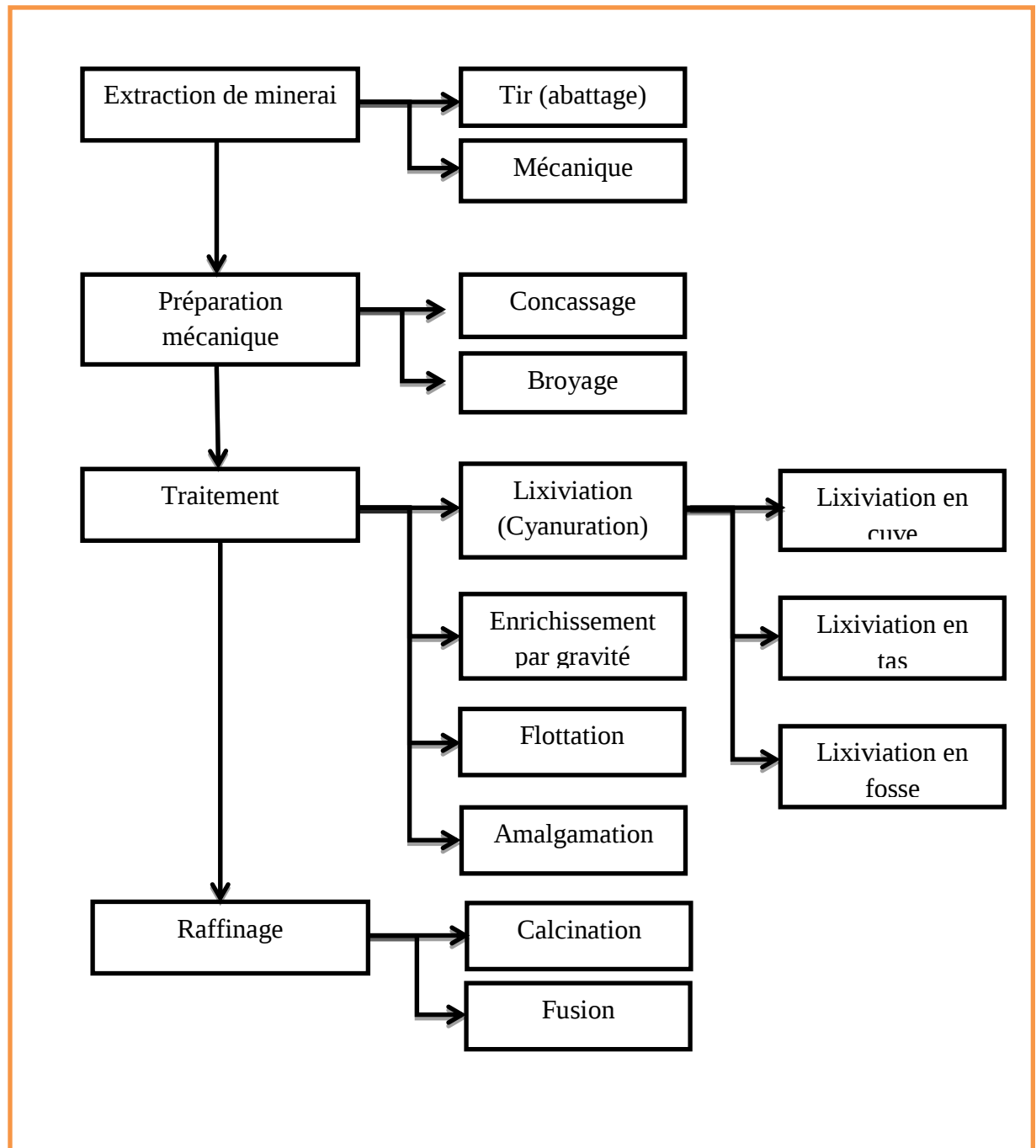


Figure I.5 : Schéma générale de traitement des minerais d'or.

I.7. Conclusion

Ce tour d'horizon des minerais d'or et de leurs traitements met en évidence les tendances générales et les particularités de ce domaine de la minéralurgie.

Deux innovations marquent sans conteste, le développement de technologie des dernières années :

➤ Le procédé de charbon actif en pulpe qui concurrence la récupération de l'or par précipitation sur zinc.

➤ La cyanuration en tas, procédé simple et économique qui permet l'ouverture de gisements à faibles teneurs ou la reprise d'anciens rejets.

La minéralurgie des minerais d'or est en fait en pleine évolution, notamment au niveau de la mise au point de nouveaux solvants d'or, qui fait actuellement l'objet de nombreuses recherches.

Dans la mise au point d'un schéma de traitement, la minéralogie occupe une place déterminante, notamment pour les minerais complexes. Bien que ces études soient quelquefois difficiles pour l'or lui-même compte tenu des faibles teneurs rencontrées, elles sont indispensables pour les sulfures et la gangue et susceptibles d'apporter des informations fondamentales pour le choix des méthodes de traitement.

II.1. Introduction

Ce chapitre porte sur la procédure adoptée à la mine d'Amesmesssa depuis la localisation du gisement jusqu'à la raffinerie. Plusieurs étapes sont indispensables telle que la préparation mécanique, la lixiviation et ainsi l'adsorption sur charbon actif sont discutés

II.2. Présentation de la mine d'or d'Amesmesssa

La découverte des gisements d'or dans la région du Hoggar remonte à la décennie 1970 quand la SONAREM avait découvert les gisements de Tirek et d'Amesmesssa en 1971 et 1978. Dans le but d'exploiter ces gisements, il a été créé en date du 22 avril 1992 une société par action dénommée :Entreprise d'exploitation des mines d'or (ENOR), au capital de 30 000 000 DA, celui-ci porté à 54 000 000 DA à fin 1995, en 1996 et suite à l'ouverture du capital social de l'ENOR et l'arrivée d'autres actionnaires de grande envergure tel la SONATRACH, la banque d'Algérie, la société algérienne des assurances, le capital de l'ENOR est passé à 888 000 000 DA. [19]

II.3. Cadre géographique et géologique

II.3.1. Cadre géographies

La mine d'Amesmesssa est située dans la partie méridionale du Sahara algérien ; à 2600 km au Sud d'Alger à 500Km au Sud-ouest de Tamanrasset et à environ 150Km au Nord de la frontière malienne. Administrativement elle est localisée dans la commune de Tin Zaouatine W.Tamanrasset. Les deux gisements Amesmassa et Tirek sont distants 60Km, de coordonnées :

- ✓ Amesmesssa : 20°55'30''-21°03' latitude Net 2°28'-2°31'25'' longitude E.
- ✓ Tirek : 21°26'-21°29' latitude N et 2°30'-2°32' longitude E. [20]

La mine d'Amesmesssa est située au Hoggar, à environ 400 km au Sud-Ouest de Tamanrasset, à 60 km au sud de la mine de Tirek, l'accès au gisement se fait par route goudronnée sur 100 km, puis par piste sur 380 km.



Figure II.1: Situation géographique de la mine d'Amesmessa. [19]

II.3.2. Géologie régionale

La région des gisements aurifères Tirek et Amesmessa est située dans la partie sud-ouest du bouclier Touareg dans le Hoggar (Ahaggar). Ce massif affleure au sud de l'Algérie et au nord du Mali et du Niger. C'est une région désertique à climat chaud et sec durant l'été et plus clément durant l'hiver. La pluviométrie, très faible, dépasse rarement 10 mm par an. Le relief est composé essentiellement de plateaux immenses d'altitude 600 à 700 m et de chaînons montagneux. La montagne la plus élevée est le Tahat qui culmine à 3003m. [21]

Géologiquement, le Hoggar est composé par un socle précambrien recouvert en discordance par les formations du Tassili (formations de plate-forme à couches horizontales représentées par des conglomérats, grès, etc.). D'ouest en est, on distingue trois grands domaines limités par des zones de fractures subméridiennes et nettement différenciés des points de vue litho stratigraphique et évolution tectonique :

- Le Hoggar occidental ;
- Le Hoggar central ;
- Le Hoggar orient. [21]

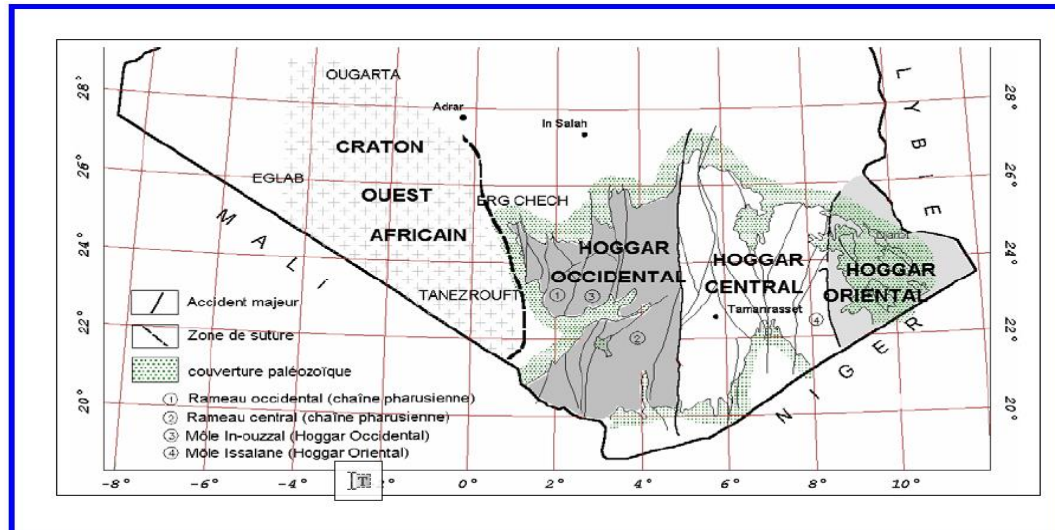


Figure II.2: Carte de la division classique de Hoggar. [22]

II.3.3. Aperçu géologique local

La Région Etudie Ces Des Gisements Aurifères Tirek Et Amesmesssa Qui Située Dans La partie sud-ouest du bouclier Touareg dans le Hoggar. Cette région s'est formée de terrains Précambriens recouverts en discordance par des formations du Protérozoïque. On y distingue deux domaines structuraux séparés par une faille majeure de direction subméridienne 2°30 :

- A l'Ouest se trouve le bloc d'In Ouzzal constitué de roches de l'Archéen représenté par des granulites, des gneiss, des schistes et des marbres recoupés par des granites d'âge Panafricain.
- A l'Est se disposent les roches du Protérozoïque inférieur à moyen représentées par des gneiss et des quartzites recoupés par des gabbros, des diorites et des grano-diorites.

II.3.4. Le gisement d'Amesmesssa

Le gisement est exploité à ciel ouvert sur une longueur de plus de 13 kilomètre. Il se présente en lentilles qui affleurent, d'épaisseurs très variables en fonction du degré de certitude avec des gradins d'une hauteur de 3 mètres et d'une largeur de 15 mètres.

Ce gisement d'Or à une composition chimique et minéralogique qui diffère d'un corps à l'autre. Le quartz est toujours dominant avec une moyenne plus levé de (95-99%). L'importance des minéraux dite le quartz (silicate, micas, carbonate, sulfures, pyrite, galène, sphalérite) et des minéraux de la roche encaissante métasomatite dite la bérissite (quartz, séricite, carbonate, pyrite) varie d'un endroit à l'autre. [22]

II.3.5. Formation de gisement

La formation des minéralisations aurifères le long de la faille d'IN Ouzzel Est associée à un processus hydrothermal à température relativement haute. Ce processus fut très avancé dans les zones de mylonitisation et de broyage sur la bordure orientale de mole archéenne d'IN Ouzzel.

L'étude de la composition de la minéralisation, de la paragone de ses associations minérales permis d'établir la succession et les stades de la formation des différents minéraux. Ces processus sont divisés en étape hydrothermale et super gène dont le résultat fut la mise en place des différentes paragenèses. [22]

De par sa composition minéralogique, le gisement d'Amesmessa est rapporté au type quartz aurifères peu sulfurés, les sulfures ne dépassent pas 5%. Ce gisement est formé dans des conditions de température haute à moyenne.

Les faits plaident pour cette hypothèse sont les suivant : or fin, altération hydrothermale de moyenne température des roches encaissantes (sérinitisation, feldspathisation), associations para génétiques des différents minéraux métalliques (pyrite, chalcopryrite, galène...).

D'autre part, ce gisement s'est mis en place à des profondeurs moyennes, pour ce type de gisement l'extension verticale de la minéralisation atteint 2-4 km.

Enfin, on observe un lien spatial entre les gisements de Tirek et d'Amesmessa ainsi que d'autres indices situés le long de la faille IN Ouzzel Est avec des corps de gabbros qui ont certainement servi de source aux solutions hydrothermale. [22]

II.3.5.1. Morphologie du gisement [23]

La morphologie des corps minéralisés est complexe, ces derniers sont représentés par :

- Filons seuls ouvert ;
- Filons avec des salbandes aurifères ;
- Séries de filons disposés en échelon (zones filoniennes) ;
- Systèmes de petits filonnets (2-3cm) ;
- Roches altérées (bérinites) avec Or mince veinules de quart.

Le gisement est subdivisé en trois parties : Nord, Centrale et Sud.

La partie Centrale est la plus intéressante et la mieux étudiée. Elle contient environ 75% des réserves connus. Ses zones filoniennes particulièrement 8 & 9 et 7 constituent à l'heure actuelle les principales carrières de l'exploitation minière. [23]

Les corps minéralisés exploitables sont constitués par des filons de quartz, séries de filons de quartz disposés en échelon et par des zones de roches d'altération hydrothermale (métasomatites, ou « bérésites » dans la terminologie russe) avec minces veinules de quartz.

Les structures géologiques ont une direction subméridienne et un pendage sub-vertical de 60° à 85° vers l'ouest.

La longueur discontinue des filons et des zones filoniennes atteint les quelques centaines de mètres. L'épaisseur des filons varie de 0.2-0.5m à 1m, alors que la puissance des zones d'altération atteint par endroit les 10-20 mètres. La répartition de l'or est extrêmement irrégulière. Les teneurs dans les filons de quartz varient de 0.1g/t à 202g/t, en moyenne 10-20g/t. Dans les zones d'altération hydrothermale sont inférieurs, généralement entre 2 et 10g/t. [23]

Tableau.II.1 : les zones d'altération hydrothermale dans la mine d'Amesmessa.

Zones	Filons de Quartz majeures
Du sud	1, 3 et 4
Central	7, 8, 9, 10 et 11
Du nord	12, 13, 15, 16, 17, 18, 31, 32, 33, 34, 35 et 36,,,

La partie Centrale est la plus intéressante et la mieux étudiée. Elle contient environ 75% des réserves connus. Ses zones filoniennes particulièrement 8 & 9 et 7 constituent à l'heure actuelle les principales carrières de l'exploitation minière.

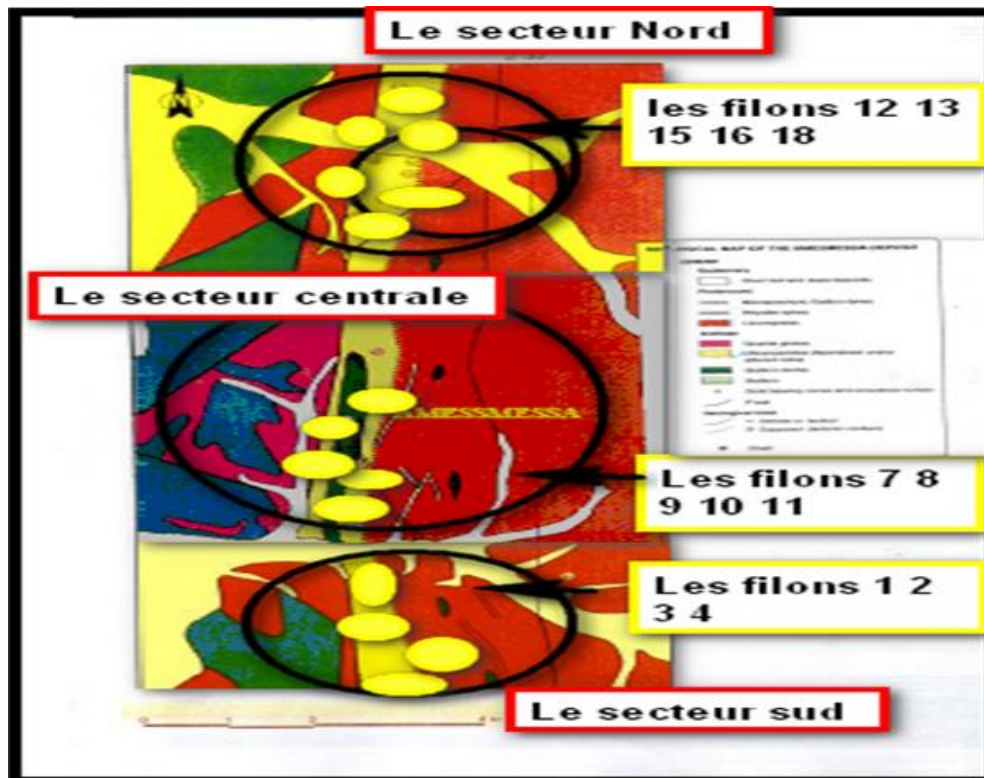


Figure II.3: Croquis détaillé de filon de quartz à Amesmessa. (Fait par ENOR). [22]

II.4. traitement du minerai (Process)

Le processus de traitement du minerai d'or est prévu pour libérer autant de métal que possible, mais la totalité de l'or contenu est rarement récupérée. Le traitement du minerai du gisement d'Amesmessa se fait suivant deux procédés en fonction de la teneur économique du minerai qui sont :

- ✓ lixiviation en tas.
- ✓ lixiviation en cuve.

Les procédés d'extraction du métal à partir du minerai sont influencés par le degré d'oxydation de celui-ci, par la taille des grains et la nature des minéraux contenant l'or. Pour certains minerais, quel que soit le procédé de traitement une préparation mécanique du minerai est nécessaire. [24]

II.4.1. Préparation mécanique du minerai

C'est l'opération par laquelle on cherche à réduire et/ou augmenter la surface développée de l'unité de masse de particules solides. Son efficacité est toujours évaluée par une mesure de l'accroissement de la finesse. Elle cherche toujours à satisfaire des exigences relatives à des utilisations ultérieures, elle vise généralement au moins un des buts suivants :

- Réduire la dimension soit pour faciliter la manutention , le conditionnement ou l'utilisation soit pour libérer les constituants avant une opération séparative ;
- Augmenter la réactivité des processus dans la cinétique dépend de la finesse ou de degré de désordre ;
- Homogénéiser (mélanges , dilution solide , dosages) .

II.4.1.1. concassage

Le minerai stocké sera concasser à l'aide de trois concasseurs le premier est à machoires dont le produit est transporté par un convoyeur à bande vers le premier crible de trois étages possédant des mailles suivantes = 100mm, 50mm, 22mm, Les fractions >22mm sont destinés au concassage secondaire à l'aide d'un concasseur giratoire à cône et celle < 22mm le produit de ce dernier passent par un deuxième crible de deux étages avec des mailles de 14 mm et 10 mm, Les granulométries > 10 mm sont destinés pour le concassage tertiaire assuré par un deuxième concasseur à cône et celle < 10 mm plus le produit de tertiaire vont être transporté à l'aide d'un convoyeur à bande et stocker sous forme de tas de différentes teneurs de **Au** avec une granulométrie de 6-8mm.

Le minerai concassé (6-8 mm) sera envoyé ensuite aux procédés de traitement chimique pour l'enrichissement du minerai, soit vers la lixiviation en pulpe (CIP), si la teneur en Au > 4g/t , ou vers la lixiviation en tas (Heap Leaching) lorsque la teneur en Au < 4g/t .[24]

II.4.1.2. Broyage

Le broyage est la dernière étape du processus de comminution. Il est accompli par un mécanisme combiné d'abrasion, d'attrition et d'impact soit en milieu sec ou humide (pulpe). Celle utilisé à la mine d'Amesmessa est le broyage humide.

Les particules sont réduites d'une dimension entre 6 et 8 mm jusqu'à 75 µm dans des tambours cylindriques d'acier appelés broyeurs (Mills) qui tournent, dans la plupart des cas, autour de leur axe longitudinal. La fragmentation résulte de l'action (impact sur les particules) d'une charge broyant libre de se déplacer à l'intérieur du broyeur. La charge broyant peut être composée de boulets ou barres en acier, de roches dures ou du minerai même. Le broyeur utilisé à Amesmessa c'est un broyeur à boulet (figure II.4). [24]

II.4.2. Lixiviation En Pulpe (CIP)

C'est une méthode de traitement des minerais d'or riches . Tout d'abord, un broyage fin du minerai est nécessaire grâce à divers broyeurs, Pour but de :

- réduire les dimensions et de libérer l'Au avant des opérations séparatives ;
- homogénéiser et augmenter la réactivité de processus de cyanuration.

Dans le cas de la mine d'Amesmassa, les minerais traités par cette méthode sont de teneur de $Au > 4g/t$, le broyage en voie humide est assuré par un broyeur à boulet avec un débit de 8 t/h et un produit de 75 μm a fin d'homogénéiser et de libérer le maximum possible de l'Or pour une meilleure séparation gravitaire et une meilleure réactivité avec le cyanure de sodium (NaCN).

Le minerai broyé va alimenter un hydrocyclone (classificateur centrifuge) qui va les classer en deux fractions :

- Fraction riche en particules denses et grossières (sousverse) ;
- Fraction riche en particules fines et légères (surverse).

Les sousverses seront destinés pour la séparation gravimétrique , et les surverses seront destinés à la cyanuration . [24]

II.4.2.1. La Méthode Gravimétrique

Les sousverses vont être séparés en deux granulométries à l'aide d'un tamis vibrant d'une maille 1 mm , la granulométrie $> 1\text{ mm}$ va être rebroyer, la granulométrie $< 1\text{ mm}$ va alimenter le séparateur centrifuge (concentrateur Knelson) pour permettre un classement de particules selon leur densité. Les particules légères retournent au broyeur et les denses seront récupérées dans un récipient qui alimente la table de secousse, le concentré d'or récupéré est directement destiné à la fusion après un lavage avec l'acide sulfurique. [25]

II.4.2.2. La Cyanuration

Les surverses de l'hydrocyclone vont alimenter un tamis vibrant à une maille de 0,8 mm les refus sont retournés vers le broyeur de nouveau, la suspension à classer est introduite dans une cuve de décantation (épaisseur) figure II.5, on obtient deux fractions, la fraction fine est évacuée par débordement majeur de l'eau de l'alimentation et la fraction riche en particules grossières décantent au fond de la cuve évacuées forme de pulpe pompable (50 % liquide).

La pulpe est introduite dans une cuve de lixiviation (leach tank) figure II.6 , avec ajout de solution de cyanure de sodium 300 ppm , (pulpe + NaCN) qui permettra la dissolution de l'or et la formation des complexes aurocyanures . ensuite la pulpe est transférée vers les cinq cuves d'Adsorption contenant du charbon (15 kg /t) , chaque cuve est munie d'un agitateur qui assure l'homogénéité de l'ensemble : pulpe, solution cyanurée et charbon actif. L'or se dissout dans la solution cyanurée sous forme d'un complexe aurocyanure $[CaAu(CN)^{-2}]$, ce dernier sera adsorbé par le charbon actif qui est en suspension dans les 05 cuves figure II.7.

La pulpe et le charbon passent a contre courant a l'aide des pompes hydrauliques dans les 5 cuves , la pulpe se déplace de la première cuve jusqu'à la cinquième et le charbon se déplace dans le sens inverse.

A la sortie de la cinquième cuve la pulpe devient pauvre et sera considérée comme rejet. Ce rejet qui est sous forme de pulpe va être pompée vers la fosse de récupération de lixiviat au niveau de Heap Leach . L'alimentation avec du charbon vierge ou régénéré se fait toujours à la cinquième cuve.

Le charbon de la première cuve est le plus riche (chargé en Au) , ce dernier va être transféré vers d'autres procédés de traitement.

La solubilité de l'or dans le cyanure a été observée dans les années 1850. [26] La cyanuration était alors décrite par la réaction :

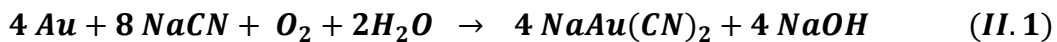


Figure II.4: Broyeur à boulets. [24]



Figure II.5 : l'épaississeur. [24]

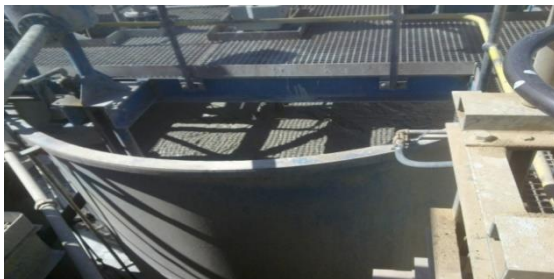


Figure II.6 : Cuve de lixiviation [24].



Figure II.7 : les cuves d'adsorption. [24]

Il est a noté que l'ajout de la chaux est indispensable soit dans le broyeur soit au niveau du concasseur , pour but d'augmenter le pH (> 10.5) a fin d'éviter le dégagement du gaz cyanhydrique.

La figure II.8 présente schéma de traitement de minerai d'or par la lixiviation en cuve.

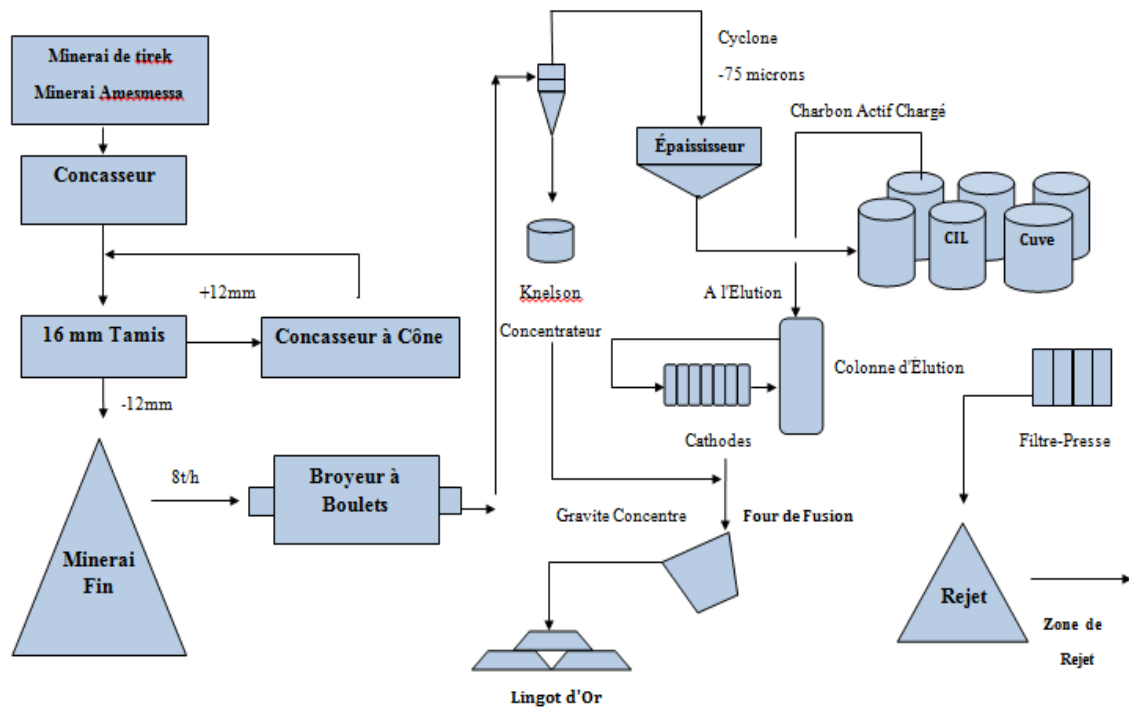


Figure II.8 : Schéma de traitement de minerai d'or par la lixiviation en cuve. [24]

II.4.2.3. La Lixiviation En Tas (Heap Leaching)

La lixiviation en tas est une technique reposante sur une série de réactions chimiques visant à libérer spécifiquement la substance économique à extraire depuis la gangue. Elle est très utilisée pour l'extraction de l'or des roches à faible teneur (jusqu'à 0,2 g/t de minerai dans les meilleurs cas). La gangue est alors lessivée avec une solution basique de cyanure. Le lixiviat enrichi en or est envoyé vers des colonnes de charbon actif qui adsorbent l'or (figure). Puis l'or métallique est récupéré par électrolyse après élution (désorption) du charbon.

La mine possède deux Heap Leach, une de capacité d'un million tonnes et l'autre de cinq cent mille tonnes. L'air de lixiviation (Leach Pad) a une structure plane assurée isolation du tas vis-à-vis de l'environnement par un dépôt de deux couches d'argile bien compactes étanchées par une géomembrane en polyéthylène d'une épaisseur de 1.5 mm, et pour drainer la solution riche au fond de l'air de lixiviation une couche drainante est installée, elle est composée de tubes perforés intégrés dans une couche de gravier. Ce système permet la collecte du lixiviat.

Le minerai concassé à des faibles teneurs < 4 g/t est déposé sur l'aire de lixiviation (Leach Pad) sous forme des panneaux rectangulaires de 25x60 m ensuite une solution de cyanure pour dissoudre les grains d'or est répandue au sommet du tas par un système de goutte à goutte (système d'arrosage (figure II.9)) pendant 21 à 30 jours. Au cours de sa

percolation dans le tas, la solution se charge en or. Pour finir la solution enrichie est récupérée à la base du tas sera évacuée par pipes vers la fosse de récupération (figure II.10) ou les deux puits de 5m de profondeur. Ce lixiviant enrichie est ensuite envoyé vers les colonnes de charbon (CIC). [24]



Figure II.9 : L'arrosage par le cyanure [24] **Figure II.10 :** le drainage de la solution[24]

II.4.2.4. Colonnes De Charbon (CIC)

Le lixiviation récupéré à partir du lixiviation en tas à savoir : la fosse et les puits est pompé vers les 5 colonnes de charbon (figure II.11), où le charbon actif adsorbe les ions de l'or (Au^+), à la cinquième colonne la teneur de l'or sera faible dans la solution traversée.

Le principe de fonctionnement du contrecourant dans les colonnes de charbon (Carbon In Colon) est le même que celui des cuves d'adsorption **CIP**.

De même façon que dans le CIP, le charbon chargé est récupéré et destiné à station de raffinage.



Figure II.11 : les colonnes de charbon(CIC)

La figure II.12 présente schéma de traitement de minerai d'or par la lixiviation en tas.

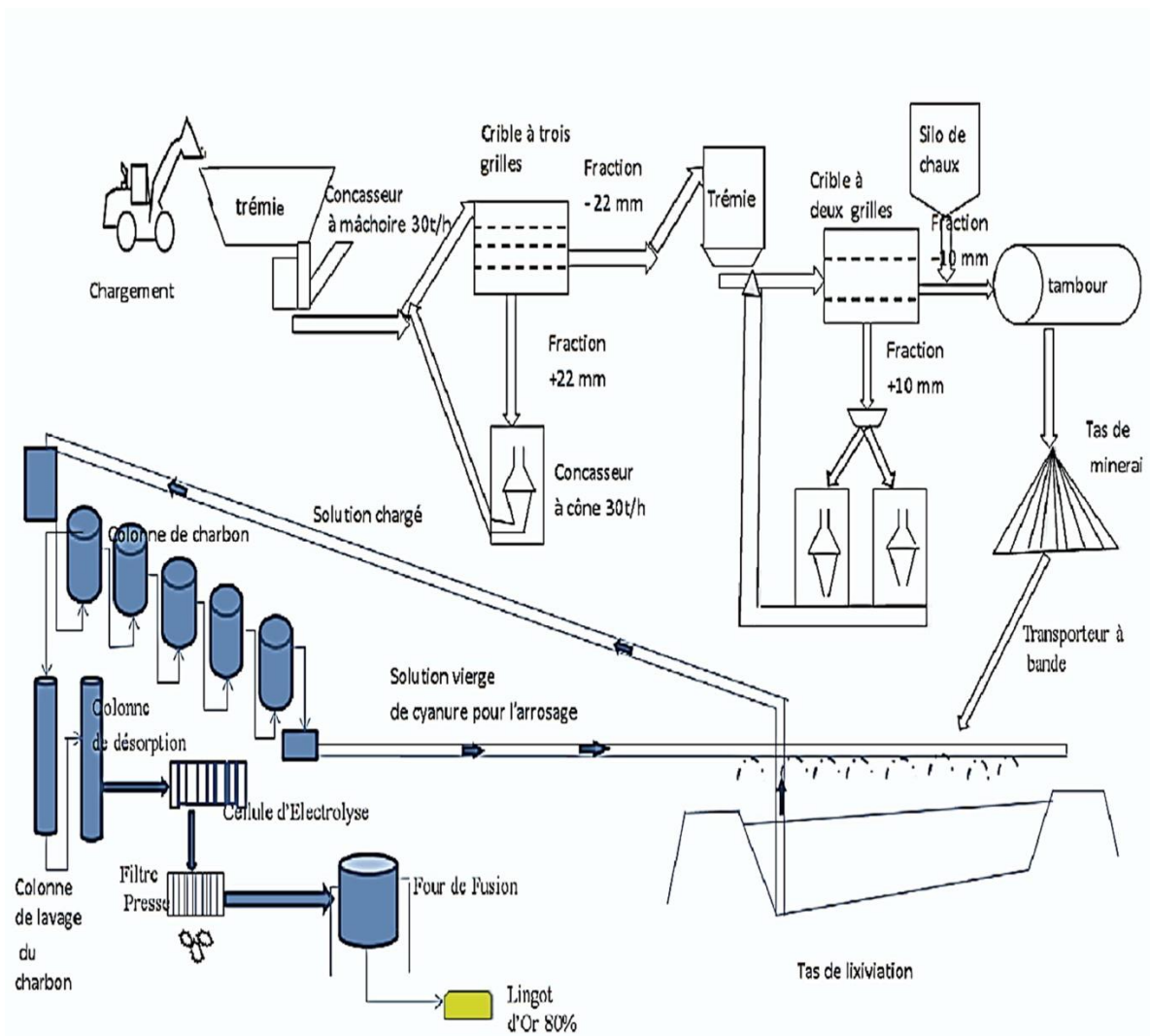


Figure II.12 : Schéma de traitement de minerai d'or par la lixiviation en tas. [24]

II.5. Raffinage

Le raffinage de l'or fait appel soit à une méthode hydrométallurgique, l'électroraffinage, soit à une méthode pyrométallurgique appelée procédé Miller. Les deux méthodes utilisent du chlore gazeux. [5]

II.5.1. La Désorption

Le charbon chargé est introduit dans une colonne de lavage et attaqué par HCl (acide chlorhydrique) pour éliminer les impuretés puis un rinçage avec l'eau , ensuite le charbon sera pompé vers la colonne de désorption avec injection de bas en haut d'une solution contenant 1% cyanure (NaCN) + 1% soude caustique (NaOH) chauffé à 140°C dans un circuit fermé sous pression de 4 bar. [24]

II.5.1.1. Régénération

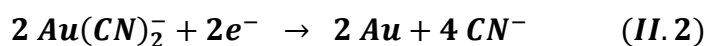
C'est une technique de réactivation du charbon pauvre pour le réutiliser à nouveau. Le charbon pauvre passe par un tamis d'une maille de 0.8 mm afin d'éliminer les fines et récupérer les grosses, ces dernières vont être mis dans un four à 700°C. [24]

II.5.1.2. L'électrolyse

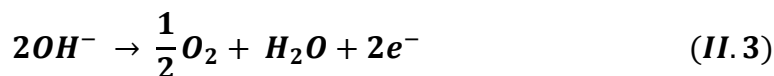
Après la désorption, la solution riche en or va passer dans une cellule d'électrolyse, les cathodes vont attirer les cations Au^+ ou elles captent un électron (e^-) et donnent le métal d'or (Au).

Les réactions d'oxydation et de réduction sont [27,28] :

- Réaction à la cathode (oxydation) :



- Réaction à l'anode (réduction) :



L'électrolyse ne permet pas d'obtenir de l'or pur. L'argent, le cuivre mais à Amesmesssa c'est le Fer et l'Aluminium sont solubles dans le cyanure. [28]

II.5.1.3. Calcination

Après la récupération de la bourbe des cathodes, on effectue un séchage (calcination) en mettant la bourbe riche en **Au** dans un four à 400°C pendant 12 heures. [24]

II.5.1.4. Fusion

Après la calcination, un ajout d'un mélange de fondants (50 % de la masse générale de Borax, 25 % de Silice, 25 % de carbonates de sodium), est nécessaire pour abaisser la température de fusion et assurer une meilleure affinité de l'**Au**, Puis le mélange sera introduit dans un four à 1100°C pendant 3 heures (figure II.12), obtenue sera verser dans des moules en acier. Afin d'obtenir un lingot (figure II.13) avec 80 à 85% d'or. [24]



Figure II.12 : La coulée dans les moules. [24]



Figure II.13 : Lingot d'or. [24]

II.6. conclusion

Un des avantages de la lixiviation par cyanure est la récupération importante vue l'interaction sélective de cyanure avec les métaux précieux (or et argent).

Ce chapitre comporte :

- Géologiquement, nous avons présenté la mine d'Amesmessah lieu de notre stage en donnant sa situation, sa géologie et la minéralisation aurifère de ses filons.
- La lixiviation avec ses avantages surtout dans le climat désertique est étudiée dans ce chapitre. Les traitements mécaniques, la procédure de la lixiviation en cuve, l'absorption sur charbon. Enfin la récupération de l'or, le lavage du charbon, la désorption et l'électrolyse sont aussi reportés dans ce chapitre.

III.1. Introduction

L'analyse du minerai est une étape essentielle pour le choix du traitement puisque les minerais sont de perméabilités différentes vis-à-vis du cyanure. Les essais effectués en laboratoire portent nécessairement sur des quantités réduites de matériaux.

Dans ce contexte, une analyse chimique et minéralogique est effectuée afin de donner les caractéristiques de notre échantillon, déjà préparé mécaniquement.

III.2. Echantillonnage

En général le prélèvement d'échantillons se fait en deux temps :

1. Prélèvement sur le chantier, la carrière ou l'usine d'une quantité de matériaux nettement plus grande que celle qui sera utilisée pour l'essai. Le matériau étant homogène, le nombre de prélèvements doit être aussi grand que possible.
2. Au laboratoire, prélèvement par partage de la quantité nécessaire à l'essai et qui soit également représentative de l'échantillon de départ. [29]

III.3. Préparation mécanique de l'échantillon

Avant de procéder à une analyse quelconque d'un échantillon solide, nous lui faisons subir un traitement mécanique qui est la phase la plus délicate pour préparer un échantillon représentatif. Pour atteindre cet objectif, les opérations suivantes sont nécessaires pour la préparation mécanique. [29]

III.3.1. Concassage

L'échantillon géologique fourni au laboratoire d'un poids de 2 à 3 kg est entièrement broyé à l'aide d'un concasseur à mâchoire. Une suite de division (quartage à l'aide d'un séparateur Jones) permet de réduire le poids de l'échantillon pour l'étape suivante à 500 gr environ. La taille du produit concassé est inférieure à 8mm. [29]

III.3.2. Tamisage

Le principe d'analyse consiste à classer les différents grains constituant l'échantillon en utilisant une série de tamis, emboîtés les uns sur les autres, dont les dimensions des ouvertures sont décroissantes du haut vers le bas. L'échantillon étudié est placé en partie supérieure des tamis et les classements des grains s'obtiennent par le mouvement vibratoire horizontal, ainsi que des secousses verticales, de la colonne de tamis à l'aide d'une tamiseuse. Dans notre essai on a utilisé les tamis de dimensions : 8 mm, 4mm, 2mm, 1,4 mm, 1 mm, 600 μ m, 75 μ m fine. [29]

III.3.3. Pulvérisation

L'échantillon de 10 Kg environ est entièrement pulvérisé à l'aide d'un pulvérisateur à disque. Le produit de pulvérisation doit être tel que plus de 75% des particules soient inférieurs à 75 microns.

La poudre (pulpe) obtenue est conservée dans un sac en plastique avec l'étiquette de renseignement initiale fournie par la structure de préparation mécanique qui est soigneusement remise dans l'échantillon à toutes les étapes de l'analyse en laboratoire. [29]

III.3.4. Quartage

Consiste à séparer l'échantillon en 4 parties (figure III.2). L'échantillon étalé est partagé en 4 quarts sensiblement égaux. On élimine 2 fractions opposées et on réunit les 2 autres fractions. Si la quantité est encore trop importante, le quartage se poursuit selon le même processus jusqu'à l'obtention de la quantité désirée, à l'aide d'un échantillonneur manuel (figure III.1).

Par conséquent, il faut que l'échantillon utilisé au laboratoire soit représentatif de l'ensemble.

Echantillonneur : Cet appareil de laboratoire, permet de diviser facilement en deux parties représentatives la totalité d'un échantillon initial, chaque moitié étant recueillie dans un bac de manière séparée.

La répétition en cascade de cette opération, en retenant à chaque opération le contenu de l'un des bacs, permet d'obtenir l'échantillon nécessaire, après trois ou quatre opérations identiques.[29]



Figure III.1 : Diviseur à rifle.

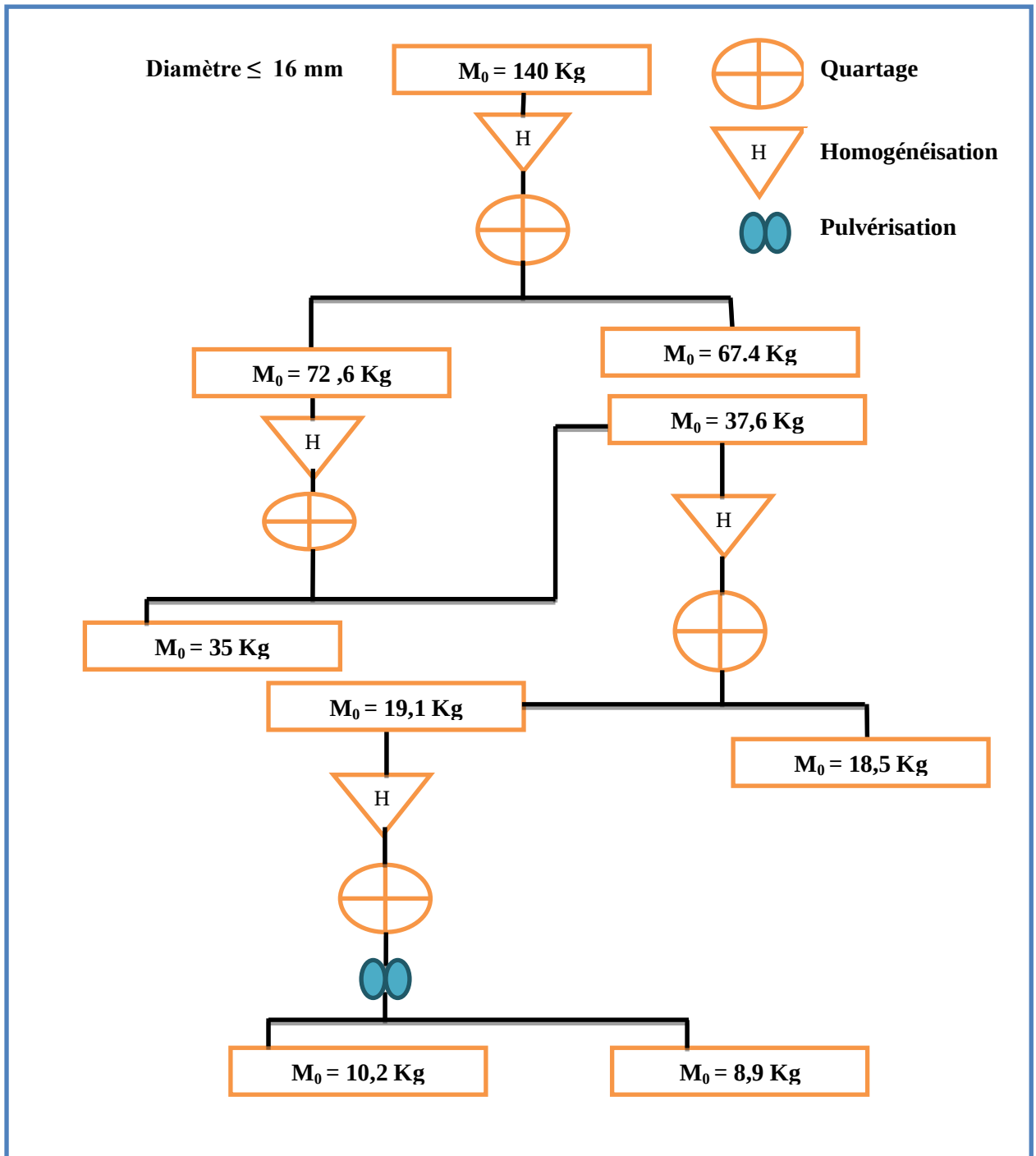


Figure III.2: Schéma de préparation mécanique d'échantillon

III.4. Analyse des échantillons :

Les échantillons préparés sont destinés pour l'analyse granulométrique, analyse chimique (SAA), minéralogique (DRX) et des essais de cyanuration. Avant de commencer les analyses soit minéralogique ou cyanuration on doit identifier les caractéristiques physico-chimiques de notre minéral et sa teneur en or initiale.

Tableau III.1 : Caractéristiques de minéral en place.

Paramètre	Valeur
Densité du solide	2,7
Fraction solide	100%
Granulométrie	16mm – 75 µm
pH initial	>10
Température	Température ambiante (30-50 °C)

III.4.1. Analyse granulométrique

L'analyse granulométrique a été effectuée à l'aide de deux séries de tamis sur une prise de 30 kg selon des ouvertures des tamis variant entre 8 mm et 600 µm (échantillon destiné à la cyanuration), et l'autre de 10 kg d'échantillon selon les ouvertures des tamis variant entre 600µm et 75µm (échantillon destiné à la DRX et SAA).

Un tamisage uniforme en fonction du temps et de l'amplitude et par voie sèche a été réalisé, le refus de chaque classe a été pesé, le calcul de pourcentage de chaque classe porte le nom rendement pondéral (%), ce qui nous a conduits à calculer le refus cumulé (%) et le passant cumulé (%).

L'analyse granulométrique sert à identifier l'uniformité et la continuité des classes granulométriques de notre échantillon.

Pour atteindre notre objectif, on doit calculer les coefficients suivants :

➤ Coefficient de Hazen

Permet de savoir si la granulométrie est étalée ou serrée (uniforme). Ce coefficient par la relation suivante :

$$Cu = \frac{D_{60}}{D_{10}} ; \quad (III.1)$$

Où :

Cu : coefficient de Hazen
Cu < 2 : la granulométrie est serrée (uniforme).
Cu > 2 : la granulométrie est étalée.

➤ Coefficient de courbure

Permet de savoir si la granulométrie est bien graduée ou non. le coefficient de Courbure est donné par l'équation suivante :

$$Cc = \frac{D_{30}^2}{D_{10} * D_{60}} ; \quad (III.2)$$

Où :

- C_c : Coefficient de Courbure
- $1 < C_c < 3$: la granulométrie est bien graduée.
- $C_u < 1$ et $C_u > 3$: la granulométrie est mal graduée.

D_{10} , D_{30} , D_{60} : représentent respectivement 10%, 30%, 60% des échantillons qui passent de tamis

D_{50} : représente le diamètre moyen ou la valeur moyenne de la distribution de la taille des particules.

III.4.1.1. Résultats et Interprétation :

Les résultats de l'analyse granulométrique par tamisage sont résumés dans le tableau III.2 et présentés dans la courbe de la figure III.3.

Tableau III.2 : Résultats de l'analyse granulométrique.

Ouverture des tamis (mm)	Masse des tamis (kg)	Masse des tamis (%)	Tamisât commutatif (%)	Refus commutatif (%)
[4-8]	3,90	13,00	13,00	87,00
[2-4]	7,38	24,60	37,60	62,40
[1,4-2]	3,89	12,97	50,57	49,43
[0,6-1,4]	9,88	32,93	83,50	16,50
<0,6	4,95	16,50	100,00	0,00
total	30,00	100,00	-	-

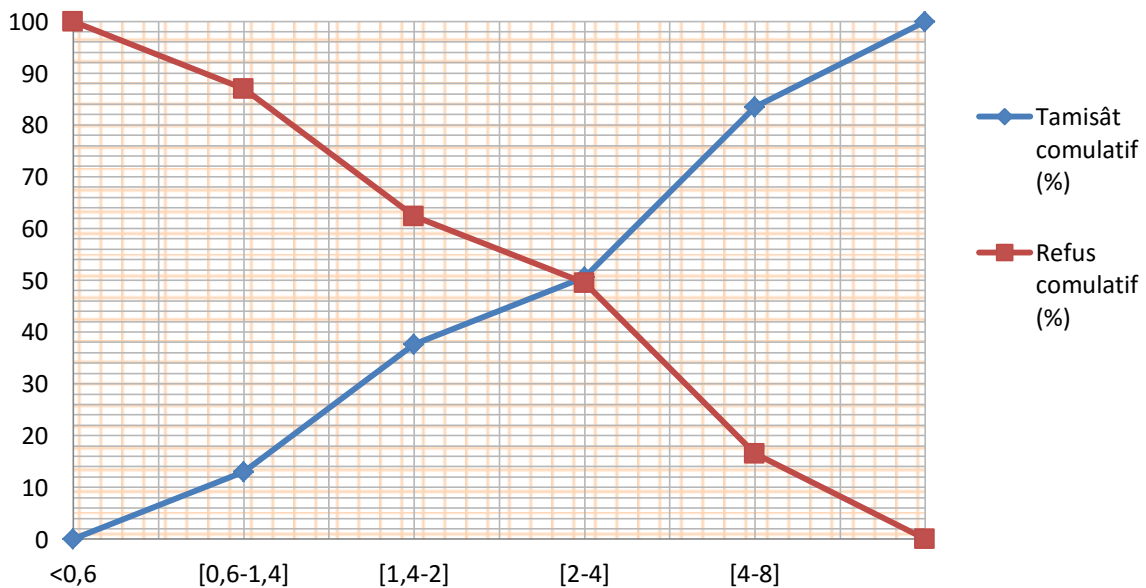


Figure III.3: Analyse granulométrique de minéral (Amesmesa).

On a déterminé graphiquement les diamètres D_{10} , D_{30} , D_{60} et D_{50} , on a obtenu les résultats suivants:

$$D_{10} = 0,65 \text{ mm} ; D_{30} = 1,3 \text{ mm} ;$$

$$D_{60} = 2,2 \text{ mm} ; D_{50} = 2 \text{ mm} ;$$

➤ **Calcul le coefficient de Hazen :**

$$C_u = \frac{D_{60}}{D_{10}} = \frac{2,2}{0,65} = 3,38 ;$$

$C_u > 2$: donc la granulométrie est étalée.

➤ **Calcul le coefficient de Courbure :**

$$C_c = \frac{D_{30}^2}{D_{10} * D_{60}} = \frac{1,3^2}{0,65 * 2,2} = 1,18 ;$$

$1 < C_c < 3$: Donc la granulométrie est bien graduée.

III.4.2. Diffraction des rayons X

La diffraction des rayons X est une méthode utilisée pour identifier la nature et la structure des produits cristallisés. En effet, cette méthode ne s'applique qu'à des milieux cristallins (roches, cristaux, minéraux, argiles,...etc.) présentant les caractéristiques de l'état cristallin, c'est-à-dire un arrangement périodique, ordonné et dans des plans réticulaires tridimensionnels des atomes constitutifs. Les atomes s'organisent donc en plans réticulaires plus au moins denses qui sont désignés par leurs coordonnées (h,k,l) dans un système de repérage de l'espace. Les plans réticulaires sont séparés par des distances caractéristiques (d_{hkl}) selon la nature du cristal ou du minéral considéré.

Les rayons X sont des rayonnements électromagnétiques présentant des longueurs d'onde de l'ordre de l'angström. Ces longueurs d'onde étant proches des distances interatomiques des solides que nous désirons analyser, les rayons X sont diffractés lorsqu'ils traversent un réseau cristallin. Cette diffraction est d'autant plus intense que la famille de plans est « dense » c'est-à-dire riche en atomes. Un faisceau de rayons X incident de longueurs d'onde λ ne sera réfléchi par une famille de plans (h,k,l) que dans la mesure où il rencontre ces plans sous un certain angle θ dit angle de Bragg (Figure III.4) tel que :

$$n\lambda = 2d_{hkl} \sin \theta \quad (\text{III.3})$$

Avec n , nombre entier, qui est l'ordre de diffraction.

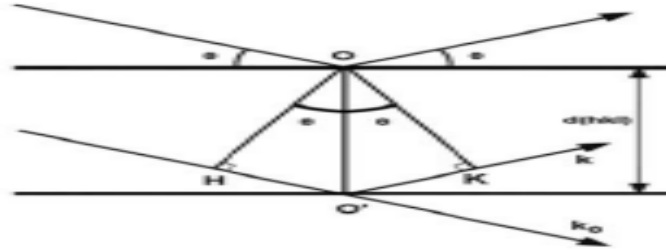


Figure III.4 : Un faisceau de rayons X.

Un balayage d'angle de diffraction est obtenu à l'aide d'un goniomètre où l'échantillon plan effectue une rotation avec un mouvement uniforme de vitesse angulaire ω .

En balayant le domaine angulaire (dans notre cas de 20° à 80°), on obtient un spectre entier présentant des pics d'intensité caractéristiques des différents plans réticulaires si le matériau est cristallisé. Si le matériau est amorphe en revanche, on n'obtiendra aucun pic seulement un signal très large.

Les spectres expérimentaux sont ensuite comparés au spectre théorique d'un composé de référence selon la base de données PDF (Powder Diffraction file), mise à jour annuellement et distribuée par «l'International Center for Diffraction Data». Ceci permet de d'attribuer les différents pics caractérisant les composés cristallins. Le résultat de la DRX de notre minéral est illustré dans la figure III.5.

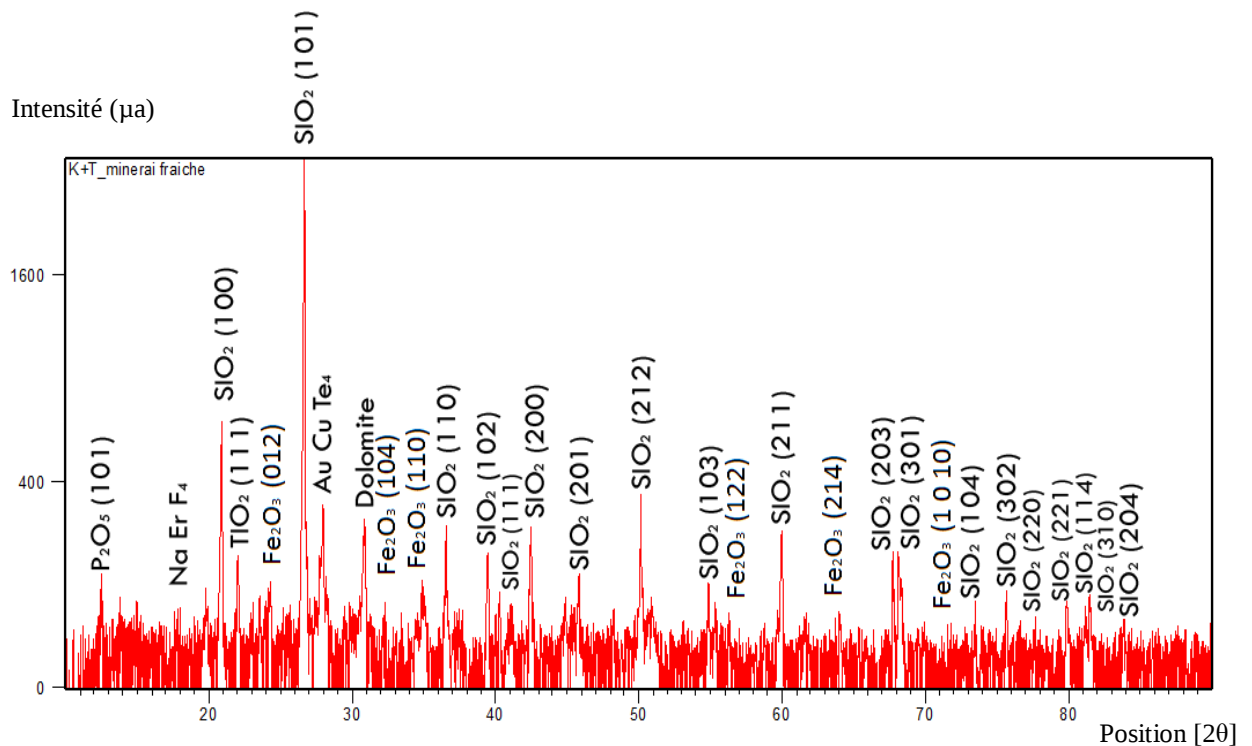


Figure III.5: Le spectre de diffraction X de l'échantillon

L'analyse par DRX réalisée sur l'échantillon a permis d'établir la composition minéralogique globale et d'identifier les phases cristallines suivantes :

- La phase cristalline majeure contenue dans l'échantillon est le quartz avec des différents plans réticulaires.
- La dolomite $\text{CaMgO}(\text{CO}_2)_2$ [00-001-0942], la muscovite $\text{M}_2\text{KAl}_2(\text{SiO}_4)_3$ [00-001-1098] et le Sodium Erdium Fluoride NaErF_4 [01-077-2041] se trouvent aussi mais avec une quantité inférieure par rapport au quartz SiO_2 [00-001-0649].
- L'existence des pics de la phase AuCuTe_4 [00-018-0569] Moscovite, révèle une trace de l'or dans l'échantillon.
- la phase Fe_2O_3 [00-001-1053], qui est considérée comme un élément nuisible pour l'extraction de l'or, pour deux raisons :
 - Sa consommation de cyanure ;
 - Le fer capable de former un film protecteur autour de la particule d'or empêchant sa réaction avec le cyanure.

A l'exception de la pyrite, la comparaison des résultats d'ENOR avec le spectre DRX effectué à l'université de Bejaia pour notre échantillon, révèle une bonne concordance vis-à-vis des phases trouvées.

III.4.3. Analyse par la fluorescence X (FX)

Lorsque les atomes d'un échantillon sont irradiés par un rayonnement X primaire à haute énergie, des électrons sont éjectés sous forme de photoélectrons. On a alors un déficit en électrons sur un ou plusieurs couches électroniques. L'atome devient alors un ion, il est dans un état instable. Pour retrouver une meilleure stabilité, le trou laissé sur l'orbitale va être comblé par un électron provenant d'une couche électronique plus extérieure. De telles transitions sont accompagnées par une émission d'énergie, sous forme d'un rayonnement X secondaire, c'est la fluorescence.

III.4.3.1. Principe

Permet la détermination de la composition élémentaire de l'échantillon de manière qualitative et quantitative, c'est-à-dire de déterminer la nature et la quantité des atomes qui sont présents dans l'échantillon.

La Spectrométrie de fluorescence X contrairement à la diffraction des rayons X ne permet pas d'accéder à la structure cristalline des matériaux. [30]

III.4.3.2. Résultats des l'analyses

Les analyses effectuées au niveau de la société de l'ORGM pour le spectromètre de fluorescence X nous permet d'identifier les éléments chimiques contenant dans notre échantillon en concentration ceci est réalisé par deux méthodes :

- Méthode de PHOSPHATE BMCQ
- Méthode de PASTILLE BMCQ

Nous avons effectué des analyses spectrométriques fluorescence X et analyse atomique des deux échantillons (Ech1, Ech2), tel que :

- **Echantillon 1** : Prélèvement après la lixiviation;
- **Echantillon 2** : Prélèvement avant la lixiviation.

Les résultats obtenus sont marqués dans les tableaux suivants :

Tableau III.3 : Concentration des phases obtenues par la méthode de PHOSPHATE BMCQ.

Méthode de Phosphate BMCQ													
	sumof conc (%)	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Fe ₂ O ₃ (%)	CaO (%)	TiO ₂ (%)	MnO ₂ (%)	P ₂ O ₅ (%)	K ₂ O (%)	Na ₂ O (%)	MgO (%)	BaO (%)	SrO (%)
ECH 1	95,69	64,43	11,07	7,00	3,58	0,73	0,09	0,13	2,53	1,25	2,45	2,32	0,11
ECH 2	97,80	65,27	11,68	7,19	3,60	0,73	0,09	0,14	2,64	1,34	2,61	2,39	0,12

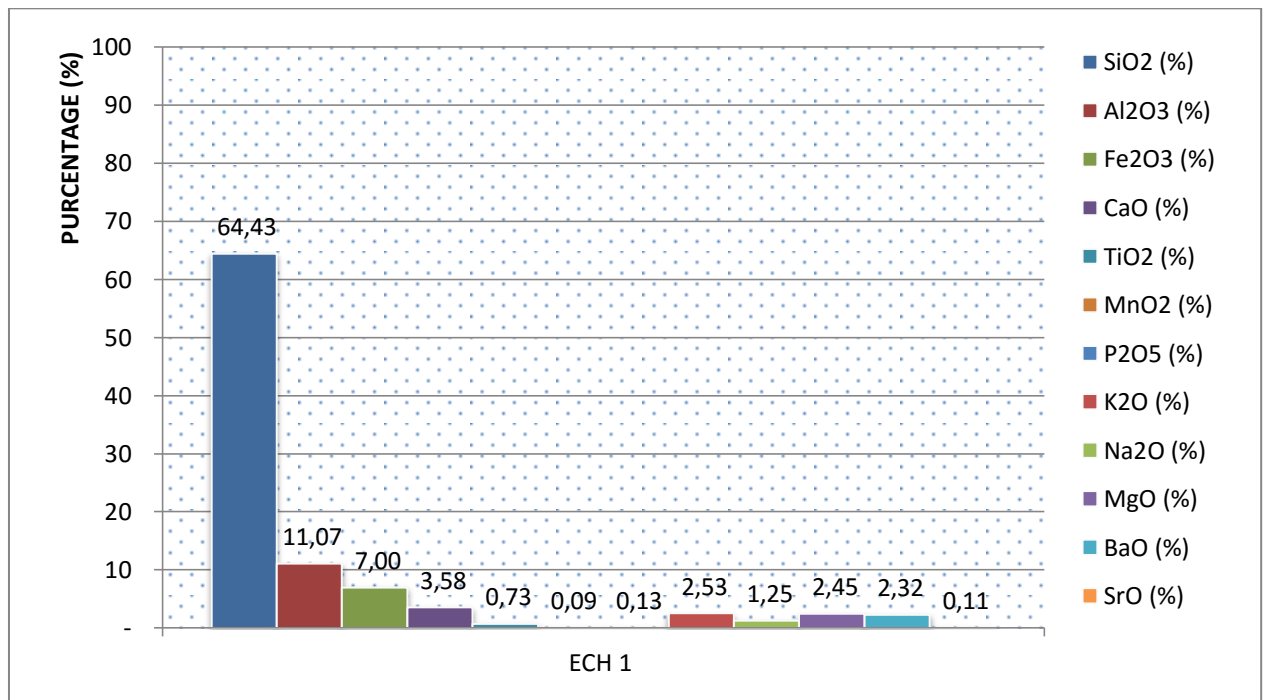


Figure III.6 : Fraction des éléments chimiques pour l'échantillon 1 par (PHOSPHATE BMCQ).

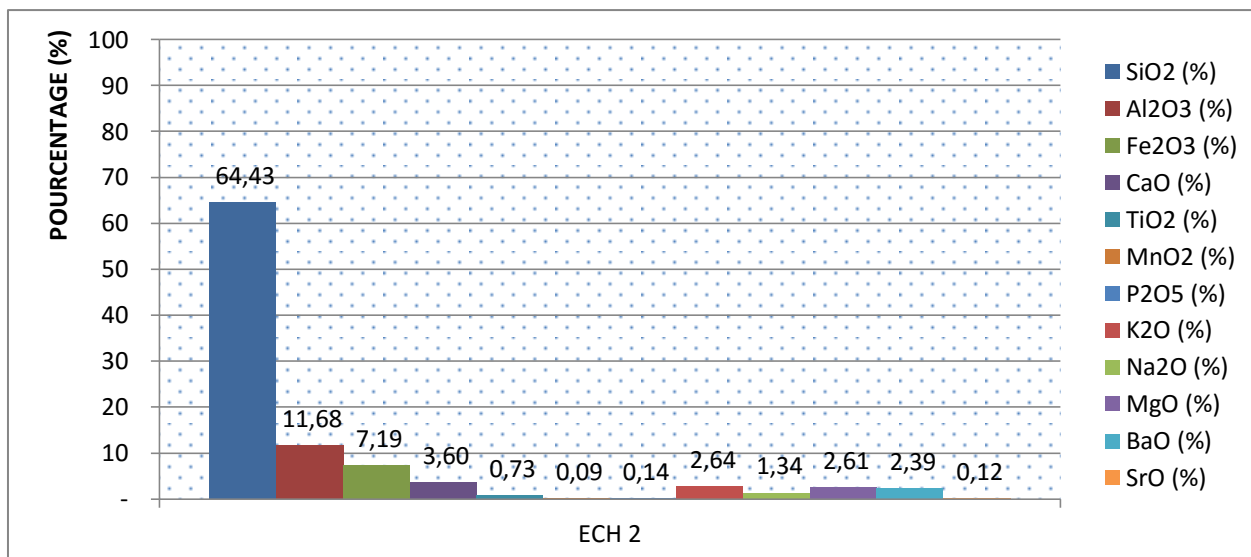


Figure III.7 : Fraction des éléments chimiques pour l'échantillon 2 par (PHOSPHATE BMCQ).

Tableau III.4 : Concentration des phases obtenues par la méthode de PASTILLE BMCQ.

	Méthode de Pastille BMCQ												
	sum of conc (%)	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Fe ₂ O ₃ (%)	CaO (%)	TiO ₂ (%)	MnO ₂ (%)	P ₂ O ₅ (%)	K ₂ O (%)	Na ₂ O (%)	MgO (%)	BaO (%)	SrO (%)
ECH 1	99,27	71,69	11,23	6,15	2,73	0,73	0,08	0,13	2,54	1,26	2,44	0,07	0,22
ECH 2	99,92	72,14	11,37	6,17	2,69	0,62	0,09	0,14	2,59	1,30	2,53	0,05	0,23

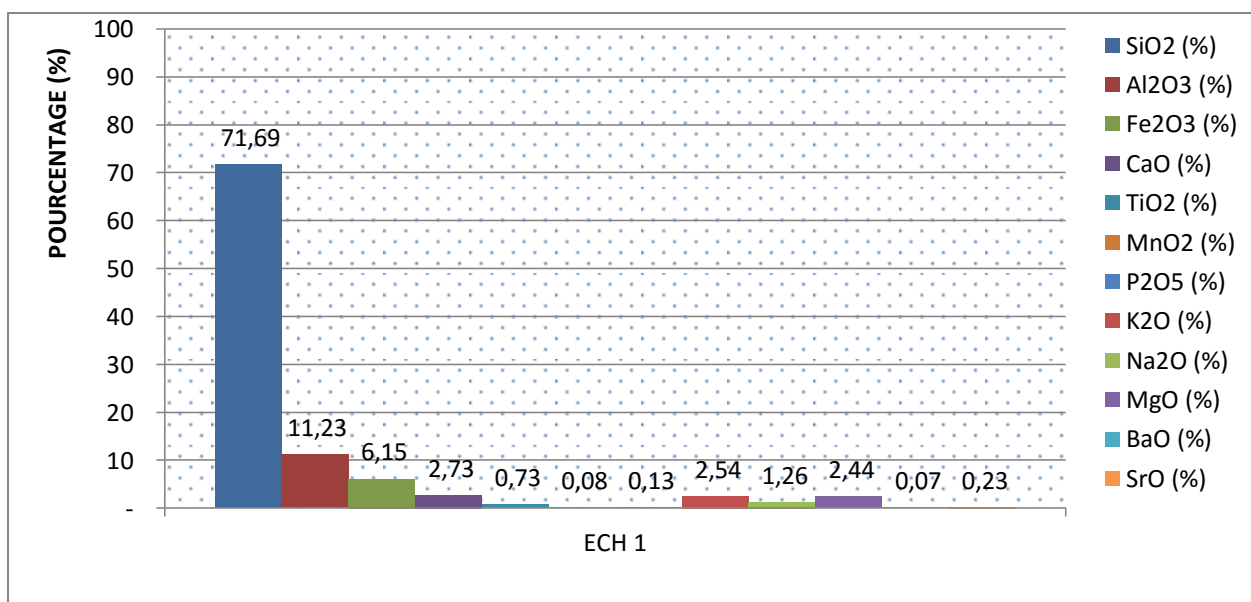


Figure III.8 : Fraction des éléments chimiques pour l'échantillon 1 par (PASTILLE BMCQ).

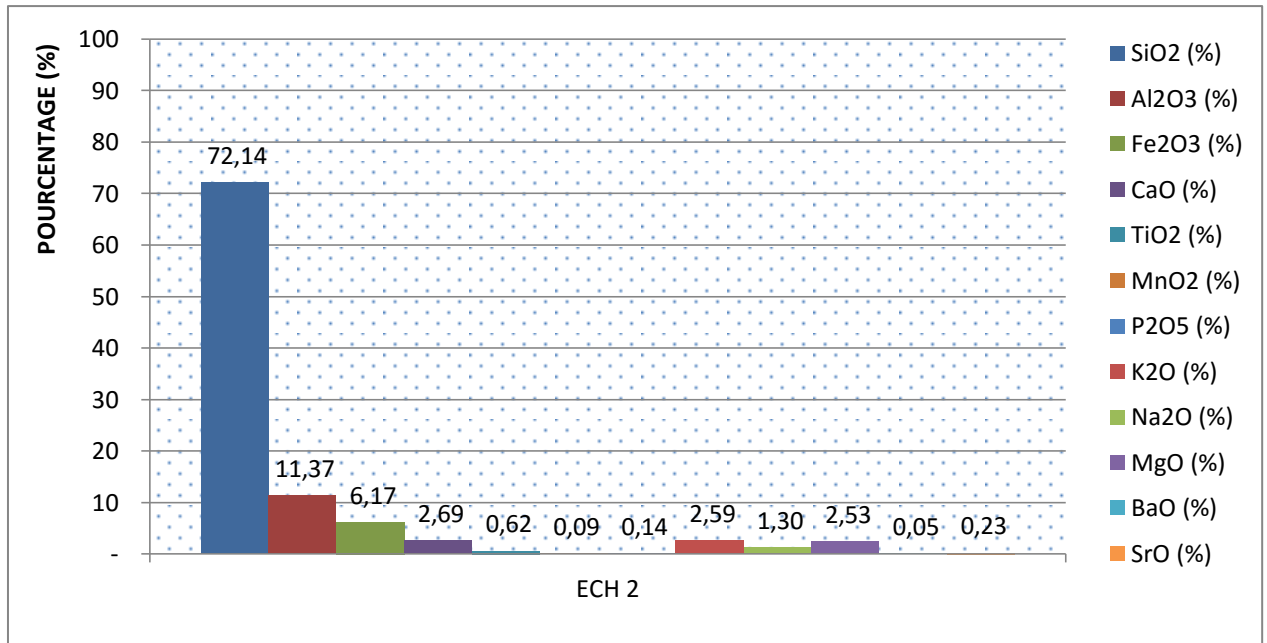


Figure III.9 : Fraction des éléments chimiques pour l'échantillon 2 par (PASTILLE BMCQ).

III.4.4. interprétation des résultats de DRX et FX :

D'après les résultats de la DRX et FX on constate :

- La phase cristalline majeure contenue dans l'échantillon est le quartz avec des différents plans réticulaires l'or, dans ce genre de minéral est finement disséminé dans une matrice micro- ou crypto-cristalline de quartzSiO₂. Les solutions de cyanure n'accèdent pas aux particules d'or en raison de la faible porosité de la roche, des fois mêmes après une diminution granulométrique très poussée. C'est le cas de certaines minéralisations liées aux minerais de fer "itabiriques".
- La présence de l'oxyde de fer Fe₂O₃, qui est considéré comme un élément nuisible pour l'extraction de l'or, pour deux raisons :
 - Sa consommation de cyanure ;
 - Le fer est capable de former un film protecteur autour de la particule d'or empêchant sa réaction avec le cyanure.
- La dolomite CaOMgO(CO₂)₂ et le sodium Erdium Fluoride NaErF₄ se trouve aussi, mais avec quantité inférieure par rapport au quartzSiO₂.

La présence de matière carbonée dans les minerais aurifères entraîne deux problèmes spécifiques [31,32] :

- D'abord, la présence probable d'une fraction de l'or sous forme de particules sub-microscopiques ($<1\mu\text{m}$) disséminées dans la matière carbonée. Plusieurs auteurs ont en effet démontré la présence de ce type de minéralisation.[33]ce qui rend l'or non accessible aux solutions de cyanure. [34]

- Ensuite, l'apparition du phénomène de ré-adsorption active par la matière carbonée del'or éventuellement complexé par le cyanure. Ce phénomène est connu sous le nom de «pregrobbing». La matière carbonée présente dans les minerais aurifères est constituée généralement par :

a) du charbon minéral avec un comportement similaire au charbon actif, c'est à dire qu'il adsorbe activement l'or solubilisé;

b) des acides organiques capables de constituer des complexes chelatants avec l'or ;

➤ L'existence des pics de la phase Kostivite AuCuTe_4 , révèle une trace de l'or dans l'échantillon, il est à noter que les tellures aurifère(dans notre cas) sont insoluble ou faiblement soluble dans les conditions normales de cyanure.La présence de ces minéraux aurifères peut donc rendre un minerai réfractaire. Concernant la présence des ions (Fe^{3+}) sous forme de phase Fe_2O_3 et pour expliquer son comportement vis-à-vis du cyanure nous allons commencer par la réaction de complexe de l'or qu'est :



Cette réaction est caractérisée par une constante d'équilibre P du type [26] :

$$\beta_{2:\text{Au}} = \frac{[\text{Au}(\text{CN})_2^-]}{[\text{Au}][\text{CN}^-]^2} = 10^{38,3} \quad (\text{III.5})$$

La constante de stabilité correspond au logarithme de la constante d'équilibre soit :

$$\log \beta_{2:\text{Au}} = \log(10^{38,3}) = 10^{38,3} \quad (\text{III.6})$$

D'autres ions en solution forment avec le cyanure des complexes solubles. La formation de certains complexes est même plus favorisée que celle de l'or. Certaines constantes de stabilité sont présentées au tableau III.5. [26]

Plus la valeur de la constante de stabilité est élevée, plus la réaction est déplacée vers la formation du complexe et donc plus le complexe est stable. Ainsi, lorsque le milieu réactionnel contient deux composés en concentration égale, le complexe formé préférentiellement est celui qui présente la constante de stabilité la plus grande. [26]

Tableau III.5 : Logarithme de la constante de stabilité en fonction des complexes formés avec le cyanure. [26]

Ions	Complexes	Log β
Co^{3+}	$\text{Co}(\text{CN})_6^{3-}$	64
Fe^{3+}	$\text{Fe}(\text{CN})_6^{3-}$	43,6
Hg^+	$\text{Hg}(\text{CN})_4^-$	41,5
Au^+	$\text{Au}(\text{CN})_2$	38,3
Fe^{2+}	$\text{Fe}(\text{CN})_6^{4-}$	35,4
Cu^+	$\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$	30,3
Ni^{2+}	$\text{Ni}(\text{CN})_2^-$	31,3
Ag^+	$\text{Ag}(\text{CN})_2^-$	21,1
Zn^{2+}	$\text{Zn}(\text{CN})_4^{2-}$	16,7

Dans un certain milieu, il y aura donc mise en solution de l'or seulement si la quantité de cyanure est suffisamment importante pour que les complexes plus stables soient formés et qu'il reste du cyanure libre dans la solution. Par exemple, dans une solution qui contient l'ion fer (Fe^{2+}) et l'ion or (Au^{2+}), si les quantités de cyanure sont restreintes, il y aura formation préférentielle de l'auro cyanure en comparaison du complexe de Fer-cyanure, par contre les solutions qui contiennent le Fer (Fe^{3+}) forment des complexes plus stables que l'or avec le cyanure.

On conclut que la présence Fe_2O_3 le cyanure réagit préférentiellement avec les ions (Fe^{3+}) qu'avec l'or (Au^+) et on montre en revanche une surconsommation du cyanure contre un faible taux d'extraction de l'or.

L'alumine Al_2O_3 existant s'il forme un complexe avec le cyanure il sera moins stable que celui de l'or.

La chaux CaO , les feldspaths et les autres sont des oxydes se trouvent dans notre échantillon avec une petite proportion donc leur influence n'est pas prise en compte.

III.4.5. Spectromètre analyse atomique (SAA)

La spectrométrie d'absorption atomique (AAS) est une technique décrite pour la 1ère fois par Walsh (1955). AAS étudie les absorptions de lumière par l'atome libre. C'est une des principales techniques mettant en jeu la spectroscopie atomique dans le domaine UV-visible utilisée en analyse chimique. Elle permet de doser une soixantaine d'éléments chimiques (métaux et non-métaux). Les applications sont nombreuses étant donné qu'on atteint couramment des concentrations inférieures au mg/L (ppm). [35]

III.4.5.1. Principe

L'absorption atomique de flamme est une méthode qui permet de doser essentiellement les métaux en solution. Cette méthode d'analyse élémentaire impose que la mesure soit faite à partir d'un analyte (élément à doser) transformé à l'état d'atomes libres. L'échantillon est porté à une température de 2000 à 3000 degrés pour que les combinaisons chimiques dans lesquelles les éléments sont engagés soient détruites. Celui-ci voit son énergie varier au cours d'un passage d'un de ses électrons d'une orbite électronique à une autre : $\Delta E = h\nu$ (III.7)

Où $\left\{ \begin{array}{l} h \text{ est la constante de Planck} \\ \nu \text{ est la fréquence du photon absorbé.} \end{array} \right.$

Généralement seuls les électrons externes de l'atome sont concernés.

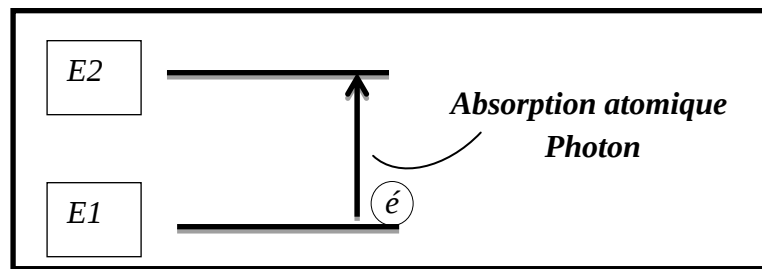


Figure III.10 : Schéma d'une transition électronique.

Les photons absorbés étant caractéristiques des éléments absorbants, et leur quantité étant proportionnels au nombre d'atomes d'élément absorbant selon la loi de distribution de Boltzmann, l'absorption permet de mesurer les concentrations des éléments à doser. L'analyse par absorption atomique utilise la loi de Beer-Lambert. S'il y a plusieurs éléments à doser, on réalise cette manipulation pour chaque élément de l'échantillon en se plaçant à une longueur d'onde fixée. Il faut donc à chaque manipulation choisir une source adaptée pour éclairer l'élément que l'on cherche à exciter. [35]

L'analyse par absorption atomique utilise la loi de Beer- Lambert.

Dont :
$$A = \epsilon l C = \log \frac{p}{p_0} \quad (\text{III.8})$$

Où $\left\{ \begin{array}{l} A : \text{Absorbance;} \\ \epsilon : \text{Constante caractéristique, dépend de l'atome absorbant en (l/mole cm);} \\ l : \text{La longueur de la flamme;} \\ C : \text{concentration de solution en élément absorbant;} \\ p : \text{La puissance incidente;} \\ p_0 : \text{La puissance absorbée.} \end{array} \right.$

III.4.5.2. Instrumentation De Base

Le dispositif expérimental utilisé en absorption atomique se compose d'une source, la lampe à cathode creuse, d'un brûleur et un nébuliseur, d'un monochromateur et d'un détecteur relié à un amplificateur et un dispositif d'acquisition. [35]

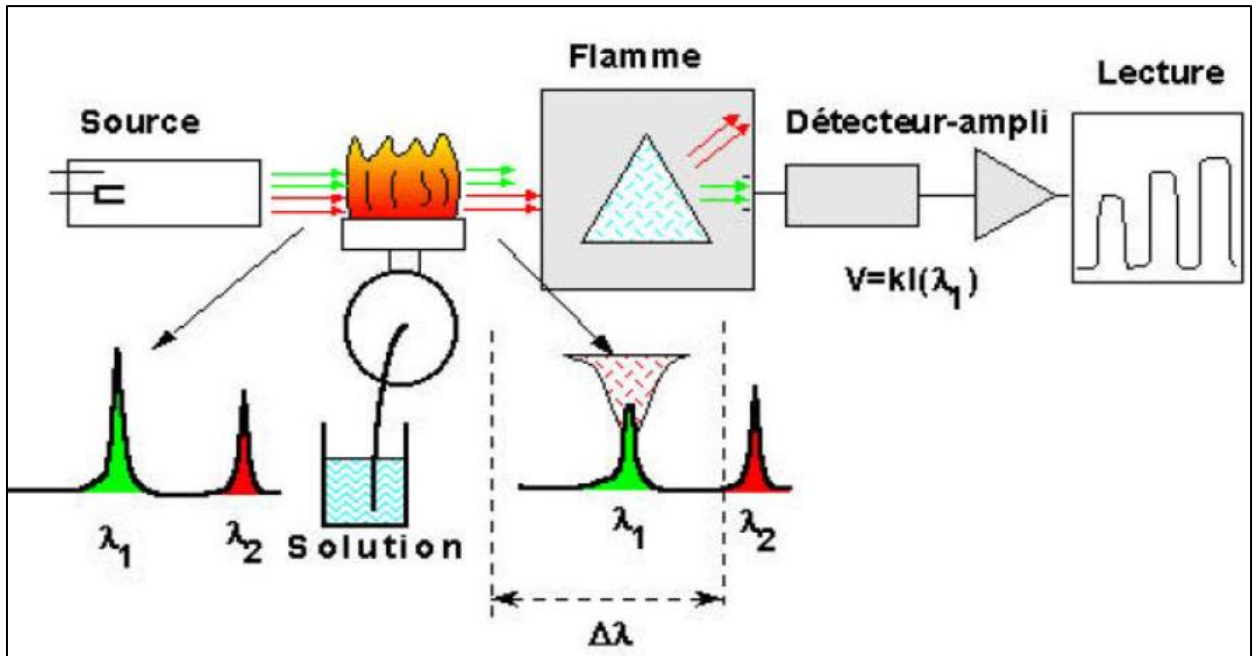


Figure III.11 : Principe de la spectrométrie d'Analyse Atomique.

III.4.5.3. Avantages et limites de la méthode

Cette méthode est peu chère, car elle ne demande pas une technique complexe. Cependant elle reste très quantitative et ne permet pas toujours de connaître les éléments contenus dans l'échantillon. De plus, elle nécessite un étalonnage à chaque nouvelle manipulation et demande ainsi beaucoup de temps. [36]

Dans l'absorption atomique avec flamme, échantillon d'eau qui contient les éléments métalliques recherchés, sont dispersées en nuage de fines gouttelettes dans la flamme. Les métaux ainsi libérés forment un plasma d'atomes libres

Dans le cas de l'atomisation sans flamme, obtenue par voie électrique, les volumes utilisés sont plus faibles. Le dispositif d'atomisation est constitué d'un tube de graphite que l'on chauffe à une température comprise entre 1500 et 2 800 °C. Il a pour objectif de produire une vapeur atomique à partir de l'échantillon d'eau. [37]

III.4.5.4. Dosage d'échantillon

La courbe d'étalonnage est déterminée de deux manières différentes :

- Etalonnage direct : matrice simple (un seul élément à doser)

- Méthode des ajouts dosés : matrice complexe ou inconnue

S'assurer de la similitude de composition (solvant, concentration en acide, teneur en sels...) entre les solutions d'étalonnage et d'échantillons. Ne pas comparer des échantillons en solution organique à des étalons aqueux.

III.4.5.4.1. Préparation thermique des échantillons

- Une prise de 25 gr de poudre est prélevée pour chaque échantillon destiné à l'analyse.
- La poudre de roche est mélangée à 175 gr de fondant dans les creusets de fusion.
- Le fondant est constitué d'un mélange de carbonate de sodium, borax, poudre de maïs et d'oxyde de plomb.
- Du nitrate d'argent (5 ml à 0.01%) est rajoutée au mélange afin d'obtenir une perle après coupellation.
- Dans chaque lot (batch) de 24 échantillons se trouvent 21 échantillons à analyser, un Blanc, un échantillon standard interne ainsi qu'un échantillon du lot précédent. Ce dernier échantillon permet de vérifier la reproductibilité des opérations de fusion.

a. Fusion :

La fusion est réalisée dans un four à 1050°C pendant 1 heure afin d'obtenir une bonne homogénéisation. Il ne doit pas rester d'échantillon pendant la coulée vers le creusé métallique de refroidissement.

Après élimination du verre, un bouton de plomb de 30gr environ est obtenu. Le bouton de plomb est façonné en cube et mis dans la coupelle pour l'étape suivante de coupellation.



Figure III.12 : La première fusion de l'échantillon préparé.

b. Coupellation :

La coupellation se fait dans un deuxième four à 1050°C pendant 1 heure. La perle obtenue après coupellation est transférée dans le laboratoire de chimie pour la préparation de la solution d'analyse.



Figure III.13 : La deuxième fusion qui permet l'obtention des perles.

III.4.5.4.2. Préparation chimique des échantillons

La perle obtenue après coupellation est d'abord attaquée par une solution d'acide nitrique HNO_3 pour éliminer l'argent.

Le résidu d'or est ensuite dissous dans de l'eau régale ($3\text{HCl} + \text{HNO}_3$). Une dilution est alors correctement établie dans des fioles jaugées à 25 ml. Le produit est énergiquement mélangé à chaud pour l'obtention d'une solution homogène. [22]

III.4.5.5. Résultat et interprétation

La solution est analysée par absorption atomique à l'aide des deux appareils spectrophotomètre, modèle : GBC Prospector Plus au niveau de laboratoire d'Amesmessia et Varian AA 240 au niveau de l'ORGM à Boumerdes.

La teneur (concentration) est fournie directement par l'ordinateur qui pilote l'appareil grâce au logiciel GBC Avanta Ver 1.33 fourni par le fabricant.

Les analyses spectrométriques SAA des échantillons (Ech1, Ech2) par étalonnage, tel que :

- **Echantillon 1 :** Prélèvement après la lixiviation;
- **Echantillon 2 :** Prélèvement avant la lixiviation.

La solution mère dans laquelle on désire doser la perle dissoute dans l'eau régale est comparée à des solutions contenant la même espèce chimique, mais à des concentrations connues. Ces dernières sont appelées solutions-étalon et sont préparées par dilution.

Pour des méthodes de dosage de : **Au, K, Na, Mn, Cr, Ni, Cd, Cu, Fe, Pb, Zn**. On a obtenu des résultats qui sont illustrés dans le tableau ci-dessous :

Tableau III.6 : Méthode : Au flamme.

Echantillon	Concentration mg/L
ZERO CAL	0,00
ETALON 1	1,00
ETALON2	5,00

Le dosage de notre échantillon par étalonnage repose sur l'utilisation des solutions filles de l'or qui contiennent de l'or en différentes concentrations connues. En reportant sur un graphique des points dont l'abscisse correspond à la concentration des solutions connues et l'ordonnée à l'absorbance mesurée, on obtient une courbe d'étalonnage.

Il suffit de mesurer l'absorbance de l'or afin d'obtenir un point de la courbe dont l'abscisse indique la concentration recherchée.

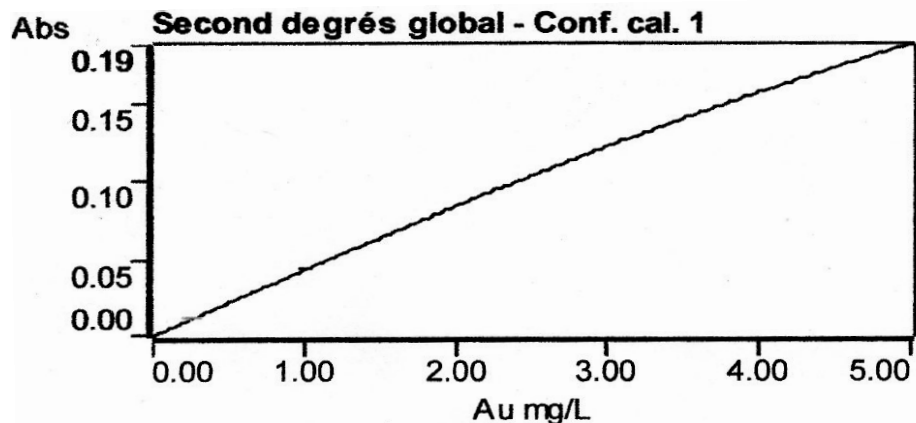


Figure III.114 : Courbe d'étalonnage.

Les spectrophotomètres mesurent l'absorbance A d'une solution pour une lumière monochromatique de longueur d'onde λ choisie. La loi de Beer Lambert (III.8) indique que l'absorbance A est proportionnelle à la concentration C de l'or, cette loi est valable pour des solutions diluées.

La concentration obtenue de l'échantillon qu'on a analysé avec l'étalon 1 (1 mg/L) est de 57,35 mg/L pour l'échantillon 2 et de 2,74 mg/L pour l'échantillon 1.

III.4.6. Autres analyses

Étant donné que les cyanurations peuvent durer entre 6 et 24 heures, les mesures de concentration de cyanure, de pH et de teneurs en or sont prises en compte au cours des essais au niveau de laboratoire.

III.4.6.1. Le pH

Le pH est mesuré pour faire le suivi, mais aussi pour assurer des conditions de lixiviation qui minimisent les risques d'émission de HCN.

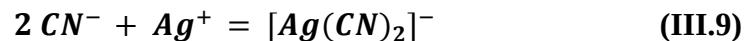
III.4.6.2. Le cyanure

Pour déterminer quantitativement le taux de cyanure dans les tubercules de manioc, nous avons utilisé la méthode argent métrique (méthode de titrage au nitrate d'Argent) et cela en nous inspirant de la méthode décrite par BRUDZYNSKI (1982). [29]

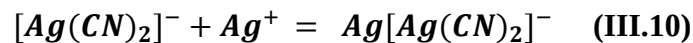
III.4.6.2.1. Principe

L'acide cyanhydrique libéré par hydrolyse enzymatique est entraîné par la vapeur d'eau; récupéré dans une solution alcaline et titré par argentimétrie.

La réaction principale pendant la titration est la suivante:



On observe par contre que l'ion $[\text{Ag}(\text{CN})_2]^-$ formé a tendance à se combiner avec l'ion Ag^+ à chaque addition de AgNO_3 ; pour former un précipité.



Cette combinaison est rendue impossible étant donné la présence d'un excès de NH_4OH , qui solubilise l'argento-cyanure d'argent.

On atteint la fin de la réaction lorsque tous les ions CN^- ont été liés. A cet instant, le surplus d' Ag^+ se combine aux ions I^- contenus dans le milieu réactionnel; suite à son insolubilité dans le NH_4OH , l' AgI précipite préférentiellement en laissant un trouble (blanchâtre au jaunâtre) dans le milieu. [29]

III.5. Conclusion

Les analyses réalisées sur nos échantillons nous ont donné une idée sur la consommation probable du cyanure au cours de la lixiviation.

Au cours de ce chapitre, nous avons mentionné en fonction des phases trouvées tous les effets néfastes qui en sont reliés.

La quantité d'or trouvée après analyse par SAA confirme le choix de la lixiviation en cuve comme méthode d'extraction.

IV.1. Introduction

Plusieurs facteurs interviennent dans le procédé de cyanuration de l'or. Étant donné qu'ils sont nombreux et essentiels, notre choix est porté sur l'étude de la surface de contact (effet de la granulométrie), l'alcalinité du milieu (effet du pH), la densité de la pulpe et enfin la concentration du cyanure.

Le chapitre englobe tous les résultats des essais effectués au laboratoire d'Amesmessa en utilisant les bouteilles roulantes (Bottel roll) en vue de l'obtention des taux de récupération élevés par lixiviation en pulpe.

IV.2. Résultats

IV.2.1. Les tests de bouteilles roulantes (Bottel Roll)

Un essai de cyanuration en bouteille est la première étape de la norme industrielle dans l'évaluation de récupération de l'or possible par lixiviation, le minerai préparé est agité doucement dans un lixiviant de cyanure ou une solution de lixiviation. Les niveaux d'oxygène, l'alcalinité, la consommation de cyanure et la teneur en or sont surveillés et contrôlés rigoureusement tout au long de l'essai. Les résultats des essais fournissent des informations sur les taux de récupération attendus. [38]

La bouteille utilisée pour ces tests était disponible au laboratoire de la mine d'Amesmessa, elle est de forme cylindrique et en matière plastique. Elle fut utilisée dans le cadre du même projet que le nôtre. Pour ces essais, nous avons préparé quatorze bouteilles afin d'étudier quatre paramètres:

- La concentration de cyanure ;
- Le pH de solution ;
- La densité en poids de minerai ;
- La granulométrie.

Les bouteilles et la condition adoptée pour chaque test sont illustrées dans la figure IV.1

La fabrication de la pâte de minerai avec de l'eau pour atteindre 50 % en poids de matière solide se fait en mélangeant 1kg de minerai de l'échantillon avec 1L d'eau distillée, ensuite on ajoute la chaux pour ajuster le pH de la pâte qui doit être supérieur à 10. Enfin du cyanure de sodium NaCN est ajouté qui est préparé à des différentes concentrations.

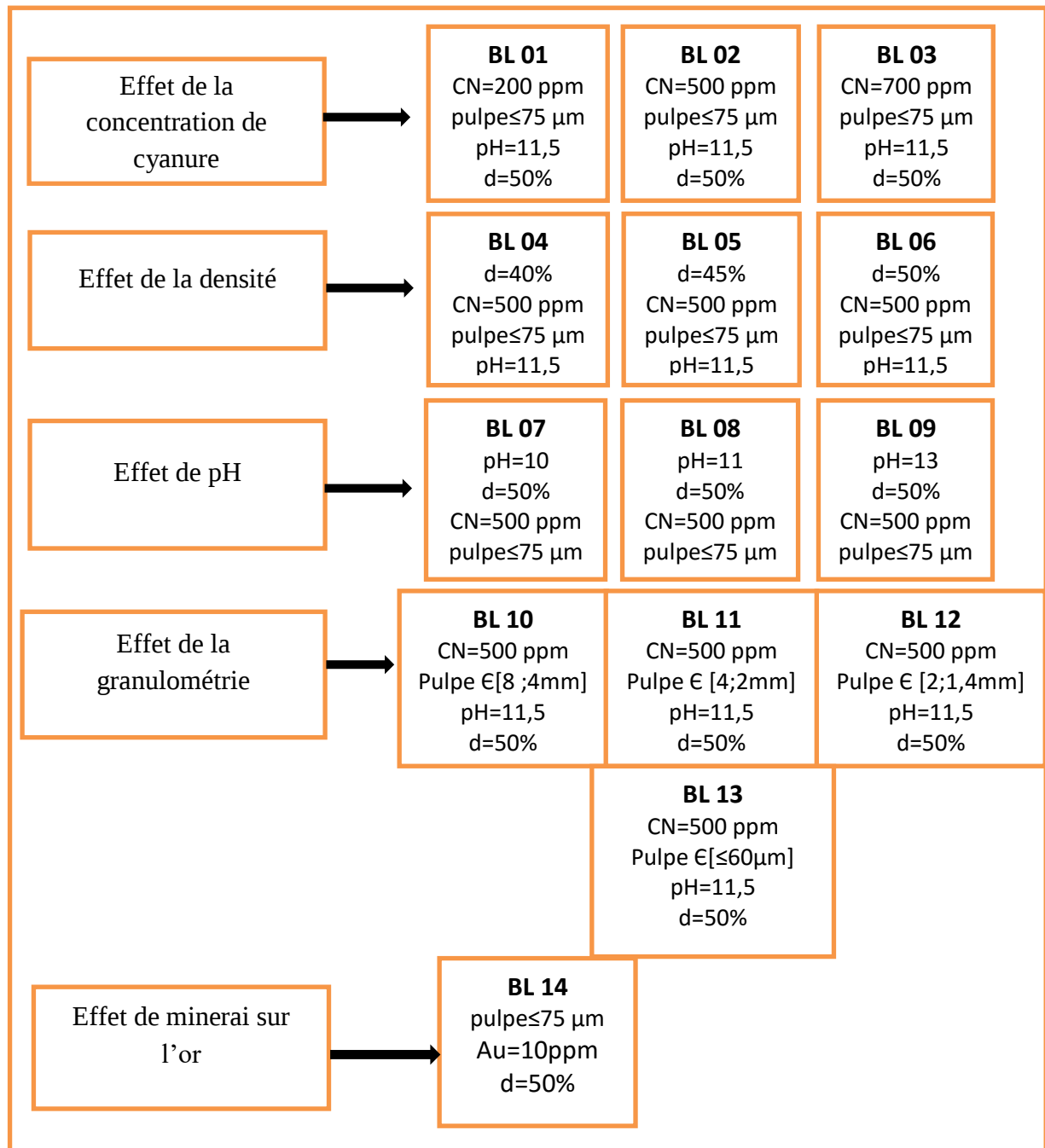


Figure VI.1: Schéma des bouteilles roulantes.

Pour étudier l'effet de la concentration, trois bouteilles roulantes ont été préparées chacune avec une concentration. La première concentration de cyanure égale à 200 ppm (BL 01), le deuxième est de 500 ppm (BL 02) et le troisième est de 700 ppm (BL03). La densité de la pulpe est égale à 50% et le pH est maintenu à 11,5.

Quant à l'effet de la densité, trois autres bouteilles (BL 04), (BR 05) et (BL 06) sont préparées, le premier est de densité égale à 40%, le deuxième est à 45% et le troisième est à 50%. La concentration de cyanure est à 500 ppm et le pH est toujours maintenu à 11,5.

Pour étudier l'effet de pH, nous avons préparé trois bouteilles, le premier pH est de 10 (BL 07), le deuxième pH est de 11 (BL 08) et le troisième pH est de 13 (BL 09). La concentration de cyanure égale à 500 ppm et la densité égale à 50%.

Quant à la l'effet de la granulométrie, quatre classes sont choisies afin d'étudier ce paramètre, la première classe granulométrie est de [8 ;4 mm[(BL 10), la deuxième classe [4 ;2 mm[(BL 11), la troisième classe est de [2 ;1,4mm] (BL 12) et la quatrième classe est]+600 µm] (BL 13). Dans la quatorzième bouteille nous avons mis une solution de 1 L qui contient 10 ppm de l'or.

Une fois la lixiviation terminée, le solide est récupéré pour faire l'analyse de la SAA, en but de déterminer la teneur résiduelle de l'échantillon.

Pour estimer le taux de récupération de l'or en fonction de la variation des paramètres Influant la lixiviation, on a opté pour la récupération Analysée de l'or.

Il faut d'abord mesurer la concentration de l'or dans la solution récupérée par jour, ensuite calculer le taux de récupération de l'or extrait par jour en utilisant la formule suivante :

$$\text{Le taux de récupération} = \frac{\text{l'or extrait par jour}}{(\text{Au initial}) \times (\text{le poids de minerai})} * 100; \text{(IV.1)}$$

IV.2.1.1. L'effet de la concentration en cyanure

Le cyanure est le réactif stratégique pour la mise en solution de l'or. Il est ajouté sous forme de cyanure de sodium (NaCN). Les cyanures de potassium (KCN) et de calcium (Ca(CN)₂) sont aussi utilisés comme sources d'ions cyanure, mais des raisons économiques et de qualité de produit ont fait en sorte que le cyanure de sodium est maintenant le réactif commun pour les solutions de cyanuration. La vitesse à laquelle progresse la réaction répond des concentrations de réactifs, produits à la surface du grain d'or, ainsi que de la vitesse de la réaction chimique. Un manque de cyanure, soit par diffusion ou concentration insuffisante, peut aussi être responsable d'un ralentissement de la vitesse de mise en solution.

Trois concentrations sont choisies pour étudier l'effet de la concentration de cyanure sur le taux de récupération de l'or: 200,500 et 700 ppm. Ceci se fait dans trois bouteilles (BL01, BL02 et BL03), il est à noter que cet essai est effectué dans les conditions suivantes:

- pH=11,5 de milieu

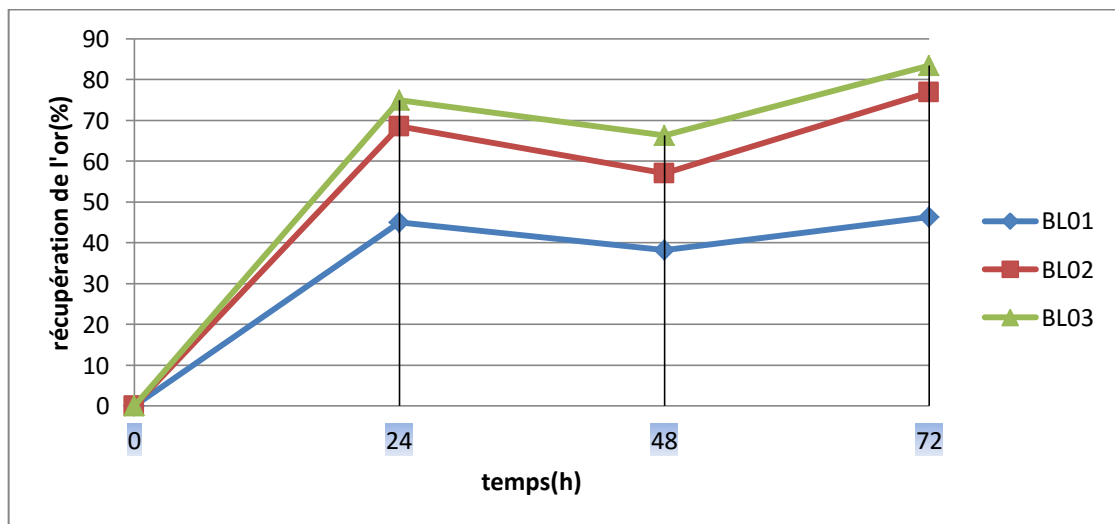
- Densité=50% en poids de matière solide ;
- Granulométrie de l'échantillon < 75µm.

Les résultats sont présentés dans le tableau suivant :

Tableau IV.1: Résultats d'analyse BL 01, BL02 et BL03 (l'effet de la concentration de cyanure 200,500 et 500 ppm).

Concentration	échantillon	CN final ppm	pH final	Au récupéré g/t	Au initial g/t	% de récupération	temps (h)
200	BL01	25	8,70	23,90	53,1	45,01	24
500	BL02	125	9,05	26,20	38,2	68,59	
700	BL03	125	9,20	31,80	42,4	75,00	
200	BL01	25	8,78	20,30	53,1	38,23	48
500	BL02	25	9,06	21,80	38,2	57,07	
700	BL03	75	9,18	28,10	42,4	66,27	
200	BL01	50	8,63	24,60	53,1	46,33	72
500	BL02	75	9,90	29,40	38,2	76,96	
700	BL03	125	9,05	35,40	42,4	83,49	

L'effet de la concentration de cyanure sur le taux de récupération de l'or est présenté sur la Figure IV.2 montre :



FigureIV.2 : Influence de la concentration de cyanure sur le taux d'extraction de Au (%).

En comparant la qualité d'or initiale à celle récupérée, on remarque qu'il y a toujours une perte. La différence de quantité d'or va se retrouver dans le résidu. Ceci est dû probablement à une passivation du cyanure.

✓ Concernant la consommation du cyanure :

Il a été remarqué qu'il y a une grande consommation dans les premiers 24h, ceci est remarqué pour les trois bouteilles (175ppm, 375ppm, 575 ppm) cette consommation croît progressivement avec l'augmentation de sa concentration dans la pulpe au départ.

Au bout des 72h, le changement de consommation du cyanure pourrait s'expliquer par la présence d'éléments qui favorisent une consommation importante de cyanure pendant la lixiviation.

Quant au pH final, on remarque d'après le tableau ci-dessus que l'alcalisation de la pulpe a baissé suite à la passivation des ions cyanures.

✓ Quant au taux de récupération de l'or :

Au bout des premières 24h, le taux de récupération de l'or est proportionnel à l'augmentation de la concentration du cyanure dans les trois bouteilles. La récupération maximale est observée dans la bouteille de 700 ppm (75%).

Le taux de récupération de l'or évolue en «dents de scie» de (45,01%, 38,23% et 46,33%) par exemple dans la première bouteille cet effet est relié peut être à une phase de passivation remarquée entre 24 et 48h. alors que dans les dernières 24h, le taux augmente pour les trois bouteilles jusqu'à une récupération maximale de 83,49% pour la bouteille BL03.

IV.2.1.2. L'effet de la densité

Le rôle principal de la densité est de ne pas laisser le charbon flotter en cas d'une densité élevée ni de précipiter en cas d'une faible densité, et pour savoir si la densité a une influence sur la cyanuration, trois densités sont choisies (40%, 45% et 50%) pour étudier l'effet de cette dernière sur le taux de récupération de l'or. Les conditions de cet essai sont comme suit:

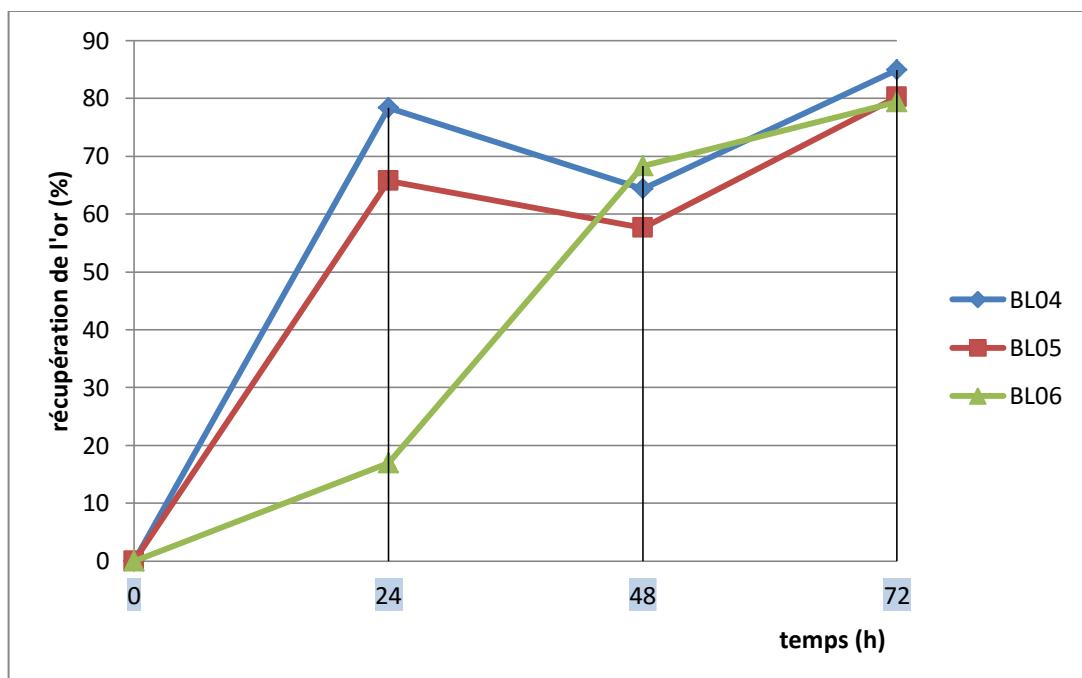
- pH=11,5 (l'eau distillée avant l'ajout de cyanure et le minerai);
- Concentration de cyanure =500ppm ;
- Granulométrie de l'échantillon < 75µm.

Les résultats sont présentés dans le tableau suivant :

Tableau IV.2 : Résultats d'analyse BL 04, BL05 et BL06.

Densité	Echantillon	CN final ppm	pH final	Au récupéré g/t	Au initial	% de récupération	temps
40	BL04	25	8,90	22,90	36,5	78,42	24
45	BL05	100	8,92	26,80	45,3	65,73	
50	BL06	175	8,97	7,50	44,2	16,97	
40	BL04	25	8,96	18,80	36,5	64,38	48
45	BL05	25	9,01	23,50	45,3	57,64	
50	BL06	50	9,03	30,20	44,2	68,33	
40	BL04	50	8,80	24,80	36,5	84,93	72
45	BL05	75	8,84	32,70	45,3	80,21	
50	BL06	75	8,88	35,10	44,2	79,41	

La figure IV.3 montre l'effet de la densité d'après le taux de récupération de l'or.

**Figure IV.3 : L'influence de la densité sur la récupération de Au (%).**

Les résultats obtenus pour les tests effectués à différentes densités de pulpe (40, 45 et 50 solides) montrent que la récupération la plus importante se situe à une densité de 50% de pulpe.

IV.2.1.3. L'effet de pH du milieu

Le contrôle du pH se fait par l'ajout de la chaux (CaO). La chaux mise en solution se dissout selon la réaction (1), et la réaction (2) permet de maintenir un pH alcalin (pH supérieur à 10) afin d'avoir un milieu avec le maximum de cyanure.





Trois pH sont choisis (10,11 et 13) pour étudier l'effet, il est à noter que cet essai est effectué dans les conditions suivantes:

- Densité=50%en poids de matière solide ;
- Concentration de cyanure =500ppm ;
- Pour BL07 et BL08 on utilise la chaux par contre BL09 on a utilisé la soude ;
- Granulométrie de l'échantillon < 75µm.

Les résultats sont présentés dans le tableau suivant :

Tableau IV.3 : Résultats d'analyse BL 07, BL08 et BL09 (l'effet de la densité10,11 et 13).

pH	Echantillon	CN final ppm	pH final	Au récupéré g/t	Au initial	% de récupération	Temps (h)
10	BL07	125	8,85	30,60	47,1	64,97	24
11	BL08	275	9,51	37,40	47,9	78,08	
13	BL09	350	13,12	28,20	47,6	59,24	
10	BL07	75	9,75	22,20	47,1	47,13	48
11	BL08	125	9,40	25,70	47,9	53,65	
13	BL09	175	13,05	36,90	47,6	77,52	
10	BL07	25	9,63	30,60	47,1	64,97	72
11	BL08	50	9,70	33,00	47,9	68,89	
13	BL09	125	13,23	38,10	47,6	80,04	

La figure IV.4 montre l'effet de la concentration de cyanure sur le taux de récupération de l'or.

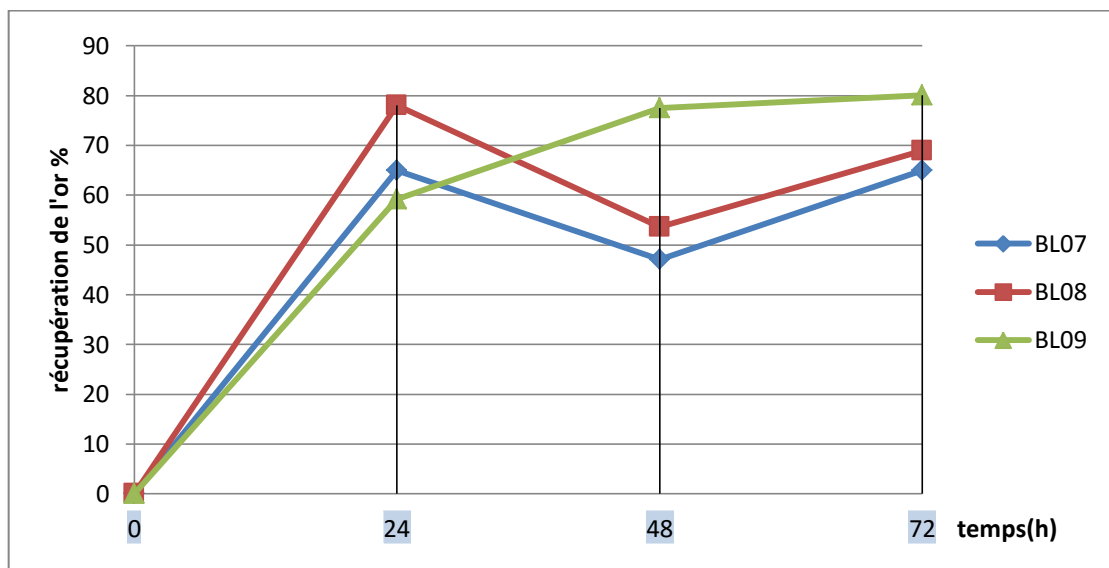


Figure IV.4 : L'influence de pH sur la récupération de Au(%).

On remarque une diminution progressive du cyanure au fur et à mesure du temps expliquant une réaction entre l'or et le cyanure.

Le choix du pH=13 est basé sur le fait de la formation des couches d'hydroxyde qui empêche la récupération de l'or.

Contrairement à nos prédictions, nous avons trouvé une récupération maximale qui atteint 80% au bout de 72h.

IV.2.1.4. L'effet de la granulométrie

L'étude de la relation entre l'effet de la granulométrie et la cyanuration de l'or est reliée à la surface de contact, entre cyanure et la particule d'or.

Quatre classes granulométriques sont choisies ([4;8[, [2;4[, [1,4;2[et <0,06) pour étudier l'effet de la granulométrie sur le taux de récupération de l'or, le PH et la concentration de cyanure dans quatre bouteilles (BL10, BL11, BL12 et BL13), il est noté que cet essai est effectué dans les conditions suivantes:

- Densité=50% en poids de matière solide ;
- Concentration initiale du cyanure =500ppm ;
- pH=11,5(l'eau distillée avant l'ajout de cyanure et le minerai).

Les résultats sont présentés dans le tableau suivant :

Tableau IV.4: Résultats d'analyse BL 10, BL11, BL12 et BL13 (l'effet de la granulométrie : [8;4[, [4;2[, [2;1,4[et <0,06).

Ouverture de tamis (mm)	Echantillon	Au final g/t	pH final	CN final ppm	Au initial g/t	% de récupération	Temps (h)
[4;8[	BL10	3,40	10,14	375	36,40	9,34	24
[2;4[	BL11	4,14	9,73	350	38,10	10,87	
[1,4;2[	BL12	9,40	9,56	425	35,30	26,63	
<0,06	BL13	18,8	9,53	250	39,10	48,08	
[4;8[	BL10	3,95	9,58	275	36,40	10,85	48
[2;4[	BL11	5,00	9,38	175	38,10	13,12	
[1,4;2[	BL12	10,8	9,12	75	35,30	30,59	
<0,06	BL13	34,3	9,00	50	39,10	87,72	
[4;8[	BL10	3,96	9,42	225	36,40	10,88	72
[2;4[	BL11	5,20	9,30	100	38,10	13,65	
[1,4;2[	BL12	8,70	9,06	50	35,30	24,65	
<0,06	BL13	36,9	8,95	25	39,10	94,37	

La figure IV.5 montre l'effet de la granulométrie sur le taux de récupération de l'or.

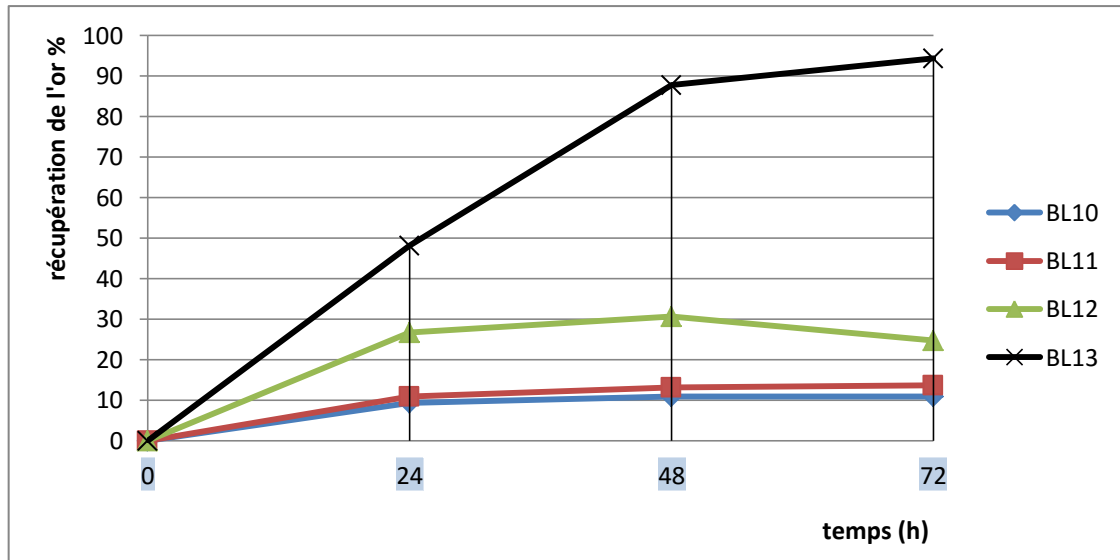


Figure IV.5 : L'influence de la granulométrie sur la récupération de Au (%).

On remarque que la plus importante consommation du cyanure est toujours dans la classe granulométrique inférieure à 0,06 mm. Ceci explique une forte réaction entre le cyanure et la surface de la particule. Cet effet est relié directement avec le taux de récupération qui augmente au fil du temps et atteint un maximum de 94,37% au bout de 72h.

IV.2.1.5. L'effet de minerai sur la cyanuration

Pour étudier l'effet de minerai sur la récupération de l'or, on a préparé la bouteille BL14 dans les conditions suivantes:

- Densité=50% en poids de matière solide ;
- Granulométrie de l'échantillon < 75µm ;
- Eau aurifère c=10 ppm/l.

Les résultats sont présentés dans le tableau suivant :

Tableau IV.4: Résultats d'analyse BL 14.

Temps (mn)	Echantillon	Au final g/t
0mn	BL14	10,00
15mn	BL14	0,10
30mn	BL14	0,06
45mn	BL14	0,03
60mn	BL14	0,02

On observe l'effet de minerai sur la récupération de l'or comme c'est présenté dans le graphe suivant (Figure IV.6).

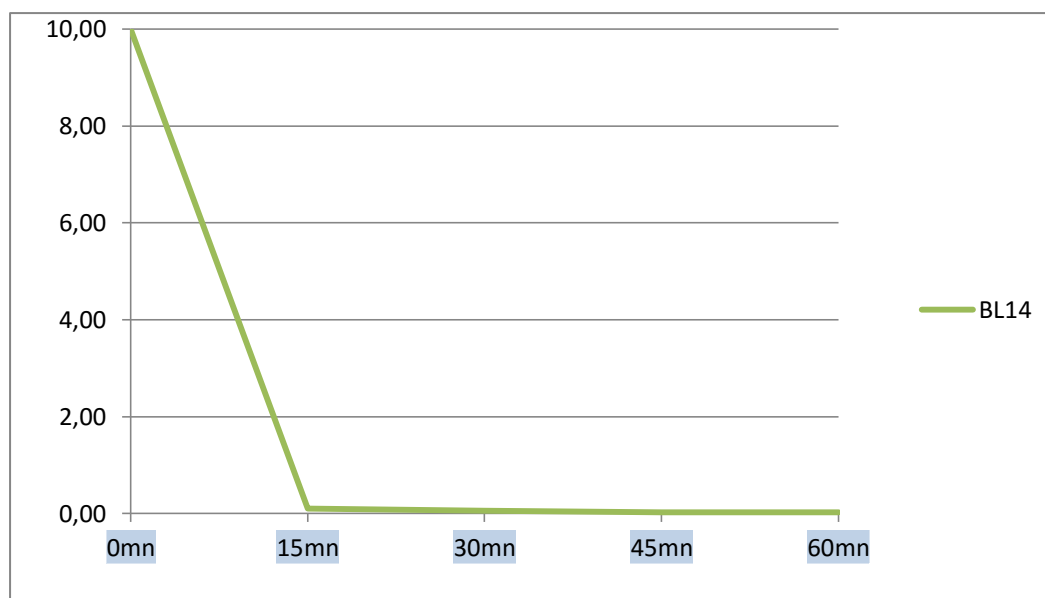


Figure IV.6 :L'influence de minerai sur Au.

D'après la figure IV.6, nous remarquons que la concentration de l'or dans le premier quart d'heure diminue jusque 0,10 ppm et après 15 mn, l'or dissous dans la solution est absorbé par l'échantillon. Après ce temps l'or se trouve dans la solution est totalement absorbé par l'échantillon.

IV.3. Discussion

✓ Pour chaque test effectué, le pH a été fixé entre 10 et 12 ce qui assure l'alcalinité du milieu. Ceci se fait par l'ajout de la chaux CaO. Cet objectif a été assez bien respecté pendant tous nos essais.

✓ D'après le diagramme d'équilibre entre HCN selon le pH [26]. Si on opère à un pH inférieur à 10 le cyanure le cyanure d'hydrogène (HCN) sera formé et si on opère à un pH élevé supérieur à 12 la surface des minéraux consommateurs de cyanure sera passivé, par la formation ou le dépôt d'une couche d'hydroxyde.

✓ D'après tous nos résultats, nous avons constaté que les conditions optimales pour une meilleure récupération au niveau de la mine d'Amesmesssa sont : 500 ppm de cyanure, Densité=50% en poids de matière solide, pH initial égal à 11,5 et granulométrie de l'échantillon inférieur à 0,06 mm. Ceci nous donne une récupération de l'or supérieure à 94%.

✓ La diminution de la concentration de cyanure libre est attribuée à la consommation de cyanure par l'or et d'autres éléments présents dans le minerai, d'après l'analyse minéralogique et chimique effectuée au chapitre III, nous avons constaté la présence de plusieurs phases consommatrices de cyanure, comme l'hématite Fe_2O_3 , les tellures, la dolomite. Ces composés sont considérés comme des cyanicides qui complexent le cyanure

qui est inerte pour l'or et participent à la formation des couches qui participent à la passivation de la consommation du cyanure.

✓ Pour la granulométrie de minerai à lixivier est un paramètre intéressant qui fut étudié par plusieurs auteurs [38,39,40] son intérêt réside dans la surface de contact entre le réactif et les particules d'or qui doit être suffisant pour favoriser une meilleure mise en solution.

✓ Les résultats publiés [38, 39, 40] montrent qu'une granulométrie inférieure à 0,6 mm donne de bon accord avec nos résultats.

✓ L'effet de la température n'a pas pris en compte puisque la température atteint 50°C en été. Une étude réalisée par Bouffard et Al [41, 42] a montré que la température optimale de la cyanuration se situe entre 15,6°C et 22,1°C, le cyanure a la caractéristique de se décomposer à des températures d'environ 40°C, cette dernière est souvent dépassée à la région d'Amesmess, ce qui représente une problématique nécessite une étude plus poussée pour mieux comprendre l'effet de la température sur le rendement de la lixiviation.

✓ Le temps de séjour est aussi un paramètre très important pour la bonne récupération de l'or dans notre cas 72 heures pour les bouteilles roulantes qui présentent la lixiviation en pulpe.

✓ Dans l'usine et pour éviter l'augmentation du pH au délai de 12, l'ajout de la soude (NaOH) est recommandé pour éviter la précipitation de la chaux qui peut ralentir à son tour la réaction de dissolution de l'or.

IV.4. Conclusion

Afin d'assurer une extraction maximale de l'or au moyen de cyanure de sodium et selon les résultats obtenus des essais, on conclue que certains facteurs sont plus nécessaires et importants par rapport à d'autres qui se résume comme suit :

- Un pH entre 10 et 12, l'équilibre favorise la stabilité du cyanure (CN^-), ce qui explique que le circuit de lixiviation de l'or doit être opéré à pH alcalin ;
- Une granulométrie inférieure à 0,6 mm c'est ce qu'augmente la surface de contact pour permettre au cyanure à accéder à l'or ;
- Une concentration de cyanure de 500ppm/kg est suffisante pour une bonne mise en solution de l'or ;
- Toute augmentation de temps de contact augmente la quantité de l'or dissoute dans la solution ;
- L'existence des phases cyanicides consomment du cyanure et empêchent le contact entre l'or et le cyanure par la formation des couches hydroxydes.

CONCLUSION GENERALE

Les méthodes de traitement de l'or sont liées à certains de ses propriétés très caractéristiques (densité élevé, flottabilité naturelle, solubilité dans les solutions de cyanure) qui ont conduit au développement les technique de traitement.

La technique de cyanuration dans l'industrie aurifère est la plus utilisée à travers le monde, il n'existe à l'heure actuelle aucune alternative à l'utilisation du cyanure pour l'extraction de l'or.

La lixiviation soit en tas ou en cuve est une technique relativement simple avec des coûts d'investissement et de production faible, elle est un peu lente. Elle est plus adapté à un minerai de faible teneur en or pour lixiviation en tas et à un minerai de grande teneur en or pour lixiviation en cuve.

Les réserves en or du gisement étant connues, il s'agit maintenant de mettre au point les techniques d'enrichissement qui permettra de trouver une voie rentable et économique de mise en valeur de ce gisement. Dans le but de l'optimisation de l'extraction de l'or par cyanuration une étude de laboratoire a été réalisée par des essais en bouteilles roulantes, mettant en jeu des différents paramètres.

L'entreprise ENOR nous a proposé de traiter des échantillons composites du minerai riche aurifère d'Amesmessa, provenant de filon 9 de ce gisement.

Des échantillons prélevés ont été soumis à des analyses minéralogiques et chimiques (DRX, SAA et FX) ont montrés que le constituant le plus dominant est le quartz en plus d'autres phases telles que : Al_2O_3 , Fe_2O_3 , CaO et $(\text{MgOCaO}(\text{CO}_2)_2)$.

En premier lieu, l'analyse du minerai granulométrique nous permet d'identifier la répartition de l'échantillon à étudier, les résultats ont montré que la granulométrie est bien graduée et étalée.

Pour chaque essai on mesure d'abord la teneur initial en or de chaque échantillon pour nous permettre de déterminer le taux de récupération en changeant des différents paramètres.

Les expériences d'une lixiviation sur bouteilles du minerai d'or de gisement d'Amesmessa se sont déroulées durant une période 3 jours presque pour chaque essai,

avec des différents concentrations de cyanure, PH, densité et granulométrie ont montré que :

➤ Le minerai issu de filon 9, concassé et broyé inférieur à 60µm, lixivié par NaCN de concentration de 500 ppm, pH=11.5, densité=50%, à la température et la pression ambiante, durant une phase de dissolution de 3 jours, tout cela a contribué à obtenir un taux de récupération en or intéressant de 94%(BL13).ce qui s'explique par plus que la granulométrie plus réduite, plus une grande proportion de surfaces accessible, et par le fait même une cinétique globale de dissolution plus grande.

➤ On fixe la granulométrie inférieur à 75µm, un pH=11,5, densité=50%, à la température et la pression ambiante avec différente concentration de cyanure pendant 3 jours. Pour une concentration de cyanure de 700 ppm(BL03) on a obtenu un taux de récupération de l'or égal à 83%. Le taux de récupération de l'or est proportionnel à l'augmentation de la concentration du cyanure.

➤ Malgré la variation des densités (BL04, BL05 et BL06), les récupérations se situent entre 68 et 79%. Cette phase de variation de densité n'a pas montré vraiment de changement parce que cette variation est reliée à la masse initiale de minerai.

➤ Le minerai lixivié par NaCN de concentration de 500ppm, densité égal à 50%, granulométrie inférieur à 75µm avec différents pH on a obtenu un taux d'extraction 80% pour un PH de 13(BL09) .ce qui s'explique par Le choix de la soude (NaOH) pour pH=13 est basé sur le fait d'éliminer la formation des couches d'hydroxyde qui empêchent la récupération de l'or.

➤ Après l'obtention des résultats on a remarqué que le taux de récupération chaque fois diminue le deuxième jour de l'essai alors on a proposé de faire une bouteille qui contient 1 kg de minerai riche non traiter avec 1 litre de 20 ppm d'or (BL14) est déroulée durant une période de une heure avec un prélèvement chaque un quart d'heure. Après une heure nous avons trouvé que 0.02 ppm, ce qui s'explique par l'absorption de l'or par le minerai la dolomite ($\text{MgOCaO}(\text{CO}_2)_2$).

➤ Une grande consommation de cyanure a été observée pendant nos essais ce qui explique par la contribution des oxydes à cette dernière.

Bibliographie :

- [1] **H.BECHER**, L'Or, minerais aurifères et auro argentifères, extraction traitement métallurgique, Paris, 1896
- [2] **CLEMENS M**, Utilisation de l'or, futura-science, (www.futura-sciences.com).
- [3] **MOISAN M. et BLANCHARD F**, Utilisation de la cyanuration dans l'industrie aurifère au cyanure, impact potentiel sur l'environnement et recommandation, rapport final BRGM, 2012.
- [4] **LIBAUDE J. et MORIZOT G**, Rapport de la société BRGM, industrie minérale – les technique, traitement de minerai d'or, 1984.
- [5] **Pierre BLAZY et El-Aid JDID**, Techniques de l'Ingénieur, Métallurgie de l'or – Procédés, 2006.
- [6] **DESPAUX L**, Les métaux au temps de la préhistoire, 2001.
- [7] **DOBB et EDWIN**, Exploitation minière et la pollution, Octobre 1999.
- [8] **ALBERT Kabuya Muyeba**, Impact de l'exploitation de diamant et de l'or, Juillet 2009.
- [9] **JESSICA Egan**, Effet de la granulométrie sur la cyanuration de l'or, Tome 1, Décembre 2007.
- [10] **PIERRE Blazy**, Exploitation des minerais, 2004.
- [11] **JOSEPH Kumwba Musao**, La problématique de l'exploitation minière artisanale dans la province de Katanga, 2009.
- [12] **L'or d'Eléonore**, Le plus grand projet aurifère au Canada (www.magazineconstas.com).
- [13] **NATHALIE Dietrich**, Résumer des mémoires de fin de cycle des stagiaires du Cesmat, Septembre 2007.

[14] **KOUASSI Nicolas Kouadio**, Exploitation artisanale de l'or dans le processus de mutation socio-économique à Hiré, 2008.

[15] **Jessica Egan**, Effet de la granulométrie sur la cyanuration de l'or, Tome 2, 2008.

[16] **BLAZY P. et JOUSSEMET R.**, Le traitement par gravité. Techniques de l'Ingénieur, Mars 2005.

[17] **HANS VON MECHAEELIS**, Innovation in gold and silver recovery XIV IMP, Toronto, 1982.

[18] **MCCLELLAND GE. ET JA. EISELE**, Improvement in heap leaching to recover silver and gold from low grade resources, Us bureau of mine, RI8612, 1982.

[19] **J. DE VISSER, Neil INWOOD**, Amesmessa Veins 8 and 9, Tirek Veins II, III, XIV and XV, Geological Modelling and Ressource Estimation, Prepared by RSG Global on behalf of ENOR spa, PAME01, PAME02, 2005.

[20] **POZDNIAKOV**, Rapport de fin des travaux sur l'évaluation du gisement d'Amesmessa avec récapitulatifs des réserves, Office Nationale de Recherche Géologique et Minière (ORGM), division sud, volume 01, 1993.

[21] **S. DJEMAÏ, H. HADDOUM, A. BENDAOU et OUZEGANE .K, J-R. KIENAST**, Les Séries Archéennes d'Amesmessa (Ouest Hoggar) remobilisées au Protérozoïque: Cartographie, Évolution Technique et Cheminement P-T, Bull. Serv. Géol. Nat., Algérie, Vol. 20, n°01, pp. 3 - 29, Université Denis Diderot, Paris, 2009.

[22] **L'entreprise nationale de l'exploitation des mines d'or (ENOR)**, Documentation sur la géologie de Hoggar, 2007.

[23] **Amesmessa Gold Project**, Bankable Feasibility Study, Section 5, Geology, Geotechnics and Geohydrology. AS GRDM inproc. Vol 1 of 4, 2005.

[24] **L'entreprise nationale de l'exploitation des mines d'or (ENOR)**, Documentation sur le traitement de minerai aurifère d'Amesmessa, 2007.

[25] **L'entreprise nationale de l'exploitation des mines d'or (ENOR)**, Documentation sur le mode d'opérateur d'analyse d'or – Amesmessa, 2007

[26] **HAQUE K.E.**, The Rôle of Oxygen in Cyanide Leaching of Gold Ore, CIM Bulletin, Vol. 85, No. 963, September 1992.

[27] **BARBE**, Jacques, Chimie minérale raisonnée, 1^{ère} édition, Éditions de la santé, Paris, 1996.

[28] **MUTTITT, BONHAM, WRIGHT, LU**, Developments in Hot Metal Preparation for Oxygen Steelmaking, McMaster University, Ontario, 1983.

[29] **L'entreprise nationale de l'exploitation des mines d'or (ENOR)**, Documentation sur le mode d'opérateur d'analyse d'or – Amesmessa, 2010.

[30] **DIN**, Analyses sur les oxydes et les matériaux bruts, Bases générales de travail pour la méthode de fluorescence XRF, Novembre 2011.

[31] **Jha, M. C**, Refractoriness of Certain Gold Ores to Cyanidation, Probable Causes and Possible Solutions, Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, 1987

[32] **Osseo- Assare, K, Xue, T. and Ciminelli, S. T**, Solution Chemistry of Cyanide Leaching, 1984.

[33] **Radtke, A. S. and Scheiner, B. J.**, Studies on Hydrothermal Gold Deposition I, Carlin Gold Deposit, Nevada, The Role of Carbonaceous Materials in Gold Deposition, Economic Geology, 1970.

[34] **Chen, J. R., Chao, E. C. T., Minkin, J. A, Back, J. M., Bagby, W. C., Rivers, M. L., Sutton, S. R., Gordon, B. M., Hanson, A. L. and Jones, K. W**, Determination of the Occurrence of Gold in an Unoxidized Carlin-Type ore Sample using Synchrotron Radiation, 1987.

[35] **ELHAJJI**, Technique spectrométrique, science de matière et chimie, (fsr.ac.me).

[36] **FOLCO L. et ANJA H. et LAURENT T. et ROBERT M. et GUILLAUME G. et BENJAMIN D**, Dossier Couplage, Les principales méthodes d'analyse, 1999.

[37] **TEFIANI Valette**, L'eau, élément fondamental, 2000.

[38] **G. DESCHENES and G. WALLINGFORD**, Effect of oxygen and lead nitrate on the cyanidation of a sulphide bearing gold ore, Minerals engineering, Vol. 8, 1995.

[39] **Sylvie C. BOUFFARD, David G. DIXON**, Evaluation of kinetic and diffusion phenomena in cyanide leaching of crushed and run-of-mine gold ores, Hydrometallurgy, 2007.

[40] **P. D. KONDOS, G. DESCHENES, R.M. MORRISON**, Process optimization studies in gold cyanidation, Hydrometallurgy, 1995.

[41] **RALPH A, Burns**, Fundamentals of Chemistry, Prentice-Hall, Inc, 2002.

[42] **W. Mc QUISTON, Frank, Jr and S.SHOEMAKER, Robert**, Precious Metals, Section 18, 1973.

Annexes A: Fiches ASTM**I Hematite****Name and formula**

Reference code: 00-001-1053

Mineral name: Hematite

PDF index name: Iron Oxide

Empirical formula: Fe_2O_3 Chemical formula: Fe_2O_3 **Crystallographic parameters**

Crystal system: Rhombohedral

Space group: R-3c

Space group number: 167

a (Å): 5,0280

b (Å): 5,0280

c (Å): 13,7300

Alpha (°): 90,0000

Beta (°): 90,0000

Gamma (°): 120,0000

Measured density (g/cm³): 5,26Volume of cell (10⁶ pm³): 300,60

Z: 2,00

RIR: -

Status, subfiles and quality

Status: Marked as deleted by ICDD

Subfiles: Inorganic

Mineral

Alloy, metal or intermetallic

Pharmaceutical

Quality: Blank (B)

Comments

Deleted by: see Brindley report October 1954.

Color: Red to steel gray

Optical data: A=2.78, B=3.01, Sign=-

Additional pattern: To replace 3-812.

Melting point: 1350-1360

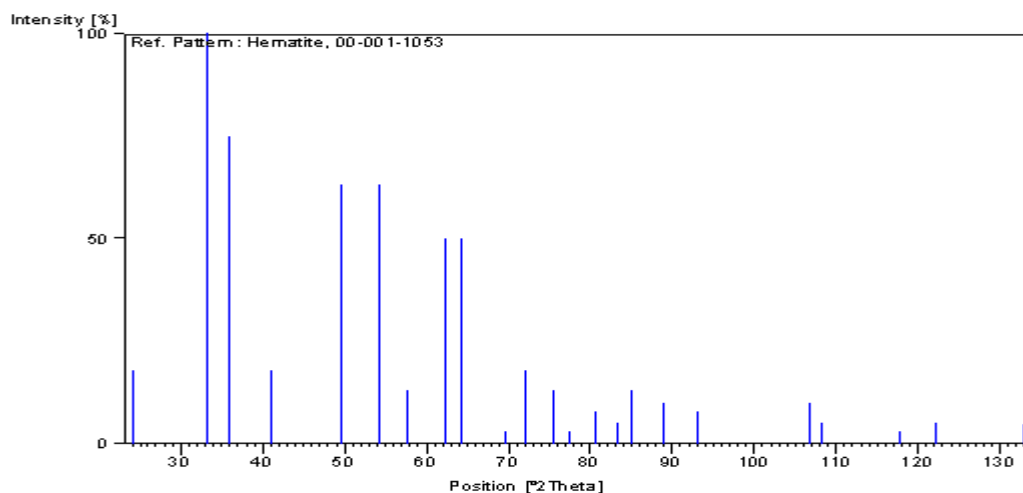
Unit cell: Rhombohedral cell: a=5.420, a=55.28.

References

Primary reference: Hanawalt. et al., *Anal. Chem.*, **10**, 475, (1938)
 Unit cell: *Dana's System of Mineralogy*, 7th Ed.

Peak list

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta[deg]	I [%]
1	0	1	2	3,68000	24,165	18,0
2	1	0	4	2,69000	33,280	100,0
3	1	1	0	2,51000	35,744	75,0
4	1	1	3	2,20000	40,991	18,0
5	0	2	4	1,84000	49,498	63,0
6	1	1	6	1,69000	54,233	63,0
7	1	2	2	1,60000	57,559	13,0
8	2	1	4	1,49000	62,260	50,0
9	3	0	0	1,45000	64,179	50,0
10	2	0	8	1,35000	69,583	3,0
11	1	0	10	1,31000	72,033	18,0
12	2	1	7	1,26000	75,374	13,0
13	3	0	6	1,23000	77,549	3,0
14	3	1	2	1,19000	80,678	8,0
15	0	2	10	1,16000	83,219	5,0
16	1	3	4	1,14000	85,017	13,0
17	2	2	6	1,10000	88,898	10,0
18	2	1	10	1,06000	93,221	8,0
19	3	2	4	0,96000	106,719	10,0
20	4	1	0	0,95000	108,357	5,0
21	3	0	12	0,90000	117,716	3,0
22	4	1	6	0,88000	122,171	5,0
23	1	0	16	0,84000	132,990	5,0

Stick Pattern

II Dolomite

Name and formula

Reference code:	00-001-0942
Mineral name:	Dolomite
PDF index name:	Calcium Magnesium Carbonate Oxide
Empirical formula:	C_2CaMgO_6
Chemical formula:	$CaO \cdot MgO \cdot 2CO_2$

Crystallographic parameters

Crystal system:	Rhombohedral
Space group:	R-3
Space group number:	148

a (Å):	4,8330
b (Å):	4,8330
c (Å):	15,9350
Alpha (°):	90,0000
Beta (°):	90,0000
Gamma (°):	120,0000

Measured density (g/cm ³):	2,87
Volume of cell (10 ⁶ pm ³):	322,34
Z:	1,00

RIR: -

Status, subfiles and quality

Status:	Marked as deleted by ICDD
Subfiles:	Inorganic Mineral
Quality:	Blank (B)

Comments

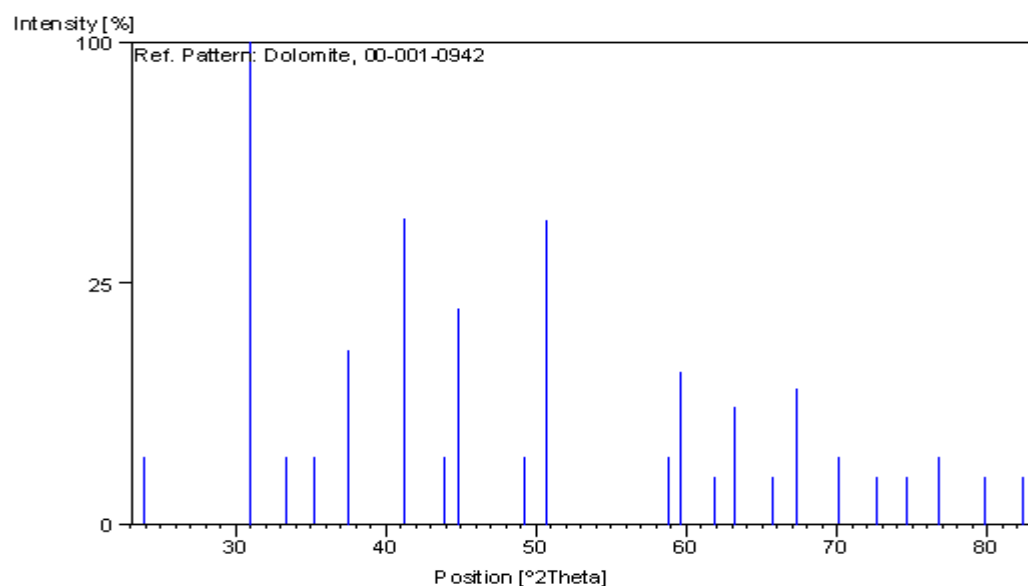
Deleted by:	Berry 6-26-59, additions LGB 7-2-58, NBS 9-58, 10-58, p.36.
Color:	Colorless
Optical data:	B=1.5799, Q=1.5013, Sign=-
Melting point:	725d
Unit cell:	Rhombohedral cell: a=6.00, a=47.50.

References

Primary reference: Hanawalt. et al., *Anal. Chem.*, **10**, 475, (1938)
 Unit cell: *Archs. Sci. Geneve*

Peak list

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta[deg]	I [%]
1	0	1	2	3,71000	23,967	2,0
2	1	0	4	2,89000	30,917	100,0
3	0	0	6	2,68000	33,408	2,0
4	0	1	5	2,55000	35,165	2,0
5	1	1	0	2,40000	37,442	13,0
6	1	1	3	2,19000	41,187	40,0
7	0	2	1	2,06000	43,917	2,0
8	2	0	2	2,02000	44,833	20,0
9	0	2	4	1,85000	49,212	2,0
10	0	1	8	1,80000	50,674	40,0
11	2	1	1	1,57000	58,765	2,0
12	1	2	2	1,55000	59,599	10,0
13	1	0	10	1,50000	61,799	1,0
14	2	1	4	1,47000	63,204	6,0
15	1	2	5	1,42000	65,703	1,0
16	3	0	0	1,39000	67,307	8,0
17	3	0	3	1,34000	70,178	2,0
18	2	1	7	1,30000	72,675	1,0
19	0	2	10	1,27000	74,679	1,0
20	1	2	8	1,24000	76,809	2,0
21	2	2	0	1,20000	79,870	1,0
22	1	1	12	1,17000	82,352	1,0

Stick Pattern

III Kostovite

Name and formula

Reference code:	00-018-0569
Mineral name:	Kostovite
PDF index name:	Copper Gold Telluride
Empirical formula:	AuCuTe ₄
Chemical formula:	AuCuTe ₄

Crystallographic parameters

Crystal system:	Unknown
RIR:	-

Status, subfiles and quality

Status:	Marked as deleted by ICDD
Subfiles:	Inorganic Mineral Alloy, metal or intermetallic
Quality:	Doubtful (O)

Comments

Deleted by:	Deleted by 35-521.
Color:	Grayish white
General comments:	Small grains, closely associated with tellurium in tennantite. Pattern similar to calaverite (AuTe ₂). Tellurium lines present at d=3.24,2.36 and 2.23
Sample source:	Specimen from Chelopech, Bulgaria.
Reason "O" quality:	O assigned because not indexed.

References

Primary reference:	Terziev., <i>Am. Mineral.</i> , 51, 29, (1966)
Unit cell:	Fleiscker, M., <i>Glossary of Mineral Species</i> , 84, (1980)

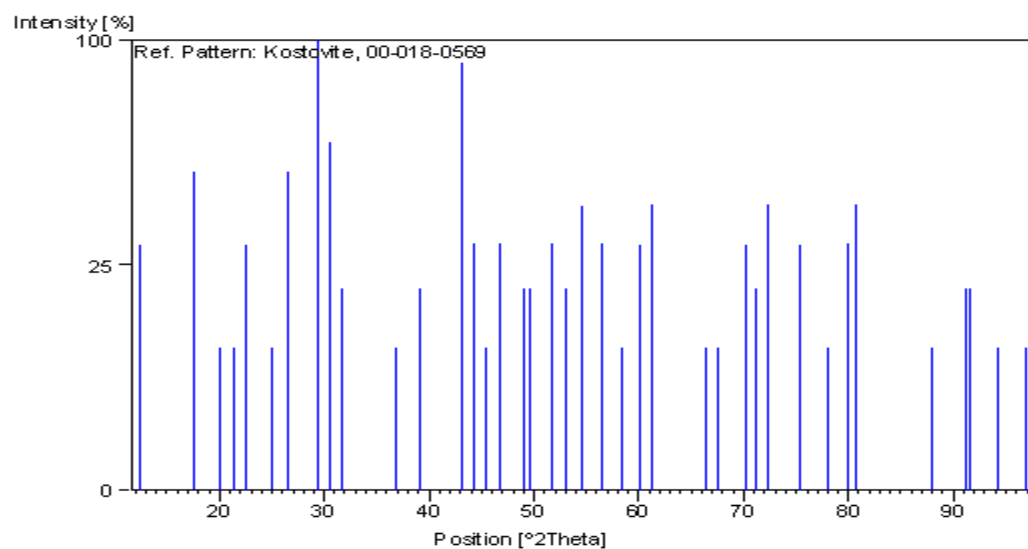
Peak list

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta[deg]	I [%]
1				7,09000	12,475	30,0
2				5,03000	17,618	50,0
3				4,42000	20,073	10,0
4				4,15000	21,394	10,0
5				3,94000	22,549	30,0
6				3,57000	24,921	10,0

ANNEXES

7	3,36000	26,507	50,0
8	3,03000	29,455	100,0
9	2,93000	30,485	60,0
10	2,83000	31,589	20,0
11	2,44000	36,806	10,0
12	2,30000	39,135	20,0
13	2,10000	43,038	90,0
14	2,04000	44,370	30,0
15	1,99200	45,498	10,0
16	1,94100	46,764	30,0
17	1,85700	49,015	20,0
18	1,83600	49,613	20,0
19	1,76700	51,690	30,0
20	1,72800	52,946	20,0
21	1,67800	54,653	40,0
22	1,62900	56,441	30,0
23	1,57900	58,397	10,0
24	1,53800	60,112	30,0
25	1,51200	61,255	40,0
26	1,40500	66,495	10,0
27	1,38600	67,528	10,0
28	1,33900	70,238	30,0
29	1,32400	71,154	20,0
30	1,30700	72,224	40,0
31	1,26100	75,304	30,0
32	1,22300	78,077	10,0
33	1,19800	80,030	30,0
34	1,19000	80,678	40,0
35	1,10900	87,989	10,0
36	1,07900	91,107	20,0
37	1,07500	91,542	20,0
38	1,05000	94,381	10,0
39	1,02900	96,937	10,0

Stick Pattern



IV Quartz

Name and formula

Reference code: 00-001-0649
 Mineral name: Quartz
 PDF index name: Silicon Oxide
 Empirical formula: O₂Si
 Chemical formula: SiO₂

Crystallographic parameters

Crystal system: Hexagonal
 Space group: P312
 Space group number: 149
 a (Å): 4,9030
 b (Å): 4,9030
 c (Å): 5,3930
 Alpha (°): 90,0000
 Beta (°): 90,0000
 Gamma (°): 120,0000
 Measured density (g/cm³): 2,65
 Volume of cell (10⁶ pm³): 112,28
 Z: 3,00
 RIR: -

Status, subfiles and quality

Status: Marked as deleted by ICDD
 Subfiles: Inorganic
 Mineral

Alloy, metal or intermetallic
 Quality: Blank (B)

Comments

Deleted by: Deleted by NBS 5-490.
 Color: Colorless
 Optical data: B=1.544, Q=1.55337, Sign=+

References

Primary reference: Hanawalt. et al., *Anal. Chem.*, 10, 475, (1938)
 Optical data: *Data on Chem. for Cer. Use, Natl. Res. Council Bull. 107*
 Unit cell: *The Structure of Crystals, 1st Ed.*

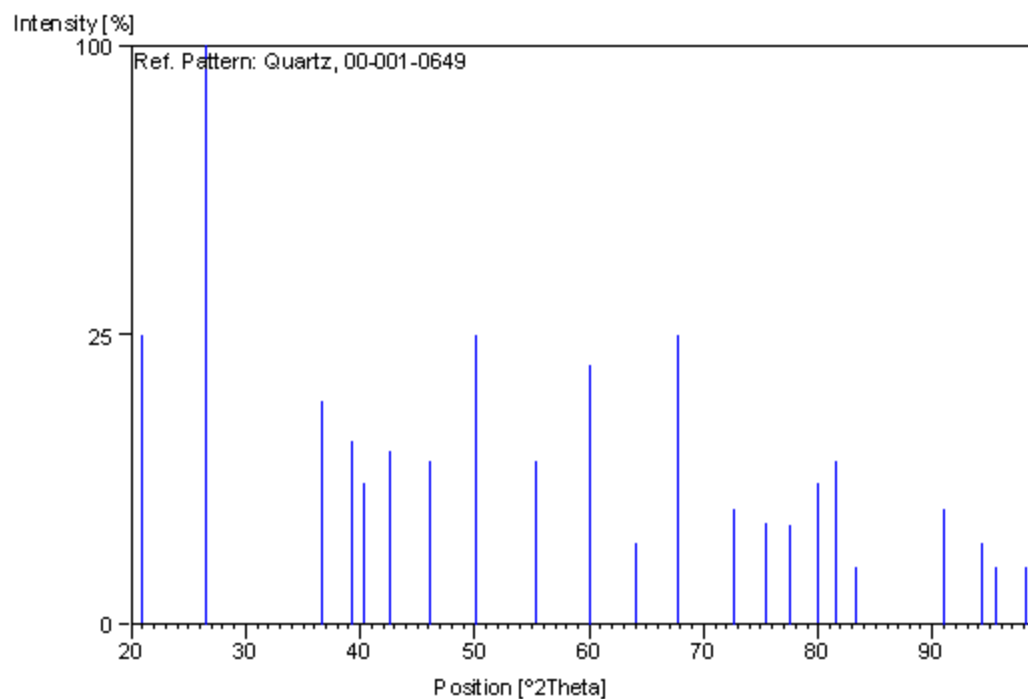
Peak list

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta[deg]	I [%]
1	1	0	0	4,25000	20,885	25,0
2	1	0	1	3,35000	26,587	100,0
3	1	1	0	2,45000	36,650	15,0
4	1	0	2	2,29000	39,312	10,0
5	1	1	1	2,23000	40,416	6,0
6	2	0	0	2,12000	42,612	9,0
7	2	0	1	1,97000	46,035	8,0
8	1	1	2	1,82000	50,079	25,0
9	1	0	3	1,66000	55,296	8,0
10	2	1	1	1,54000	60,026	20,0
11	1	1	3	1,45000	64,179	2,0

ANNEXES

12	2	1	2	1,38000	67,861	25,0
13	1	0	4	1,30000	72,675	4,0
14	3	0	2	1,26000	75,374	3,0
15	2	2	0	1,23000	77,549	3,0
16	2	1	3	1,20000	79,870	6,0
17	1	1	4	1,18000	81,506	8,0
18	3	1	1	1,16000	83,219	1,0
19	3	1	2	1,08000	90,998	4,0
20	1	0	5	1,05000	94,381	2,0
21	4	0	1	1,04000	95,578	1,0

Stick Pattern



Annexes B: Protocols des essais

Préparation d'échantillon

Scope: Sample splitting to obtain a representative sample from a bulk

Procedure:

1. The bulk of the sample should weigh between 300kg-450kg and may consist of uncrushed crushed sample from the crushing plant.
2. Composite all the samples into a cone on a plastic mat (usually a HDPE plastic membrane). For minus 28mm samples, pre-screen with 28mm mesh screen to remove all plus 28mm samples.
3. Quarter the cone into four sections.
4. Combine the opposite sections into two piles namely A & B.
5. Using a riffle splitter, split sample B into two equal sections C & D.
6. Split sample D into two equal parts; E and F. Combine samples C and E for column test B
7. Split sample F into two equal parts; G & H
8. Keep sample G as reserve for future analysis.
9. Split sample H into two equal parts; I & J

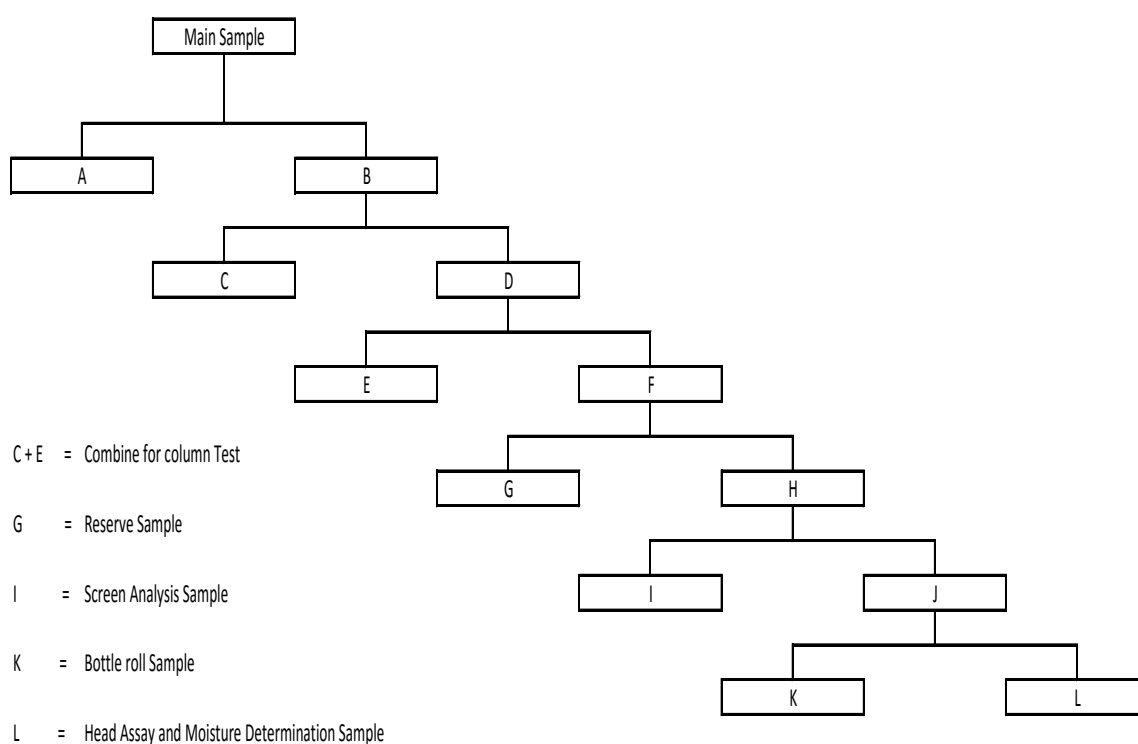
10. Keep sample I for screen analysis.

11. Split sample J into two equal parts; K & L

12. Use sample K for bottle roll test and sample L for head assay and moisture determination.

13. Repeat steps 5 to 12 for sample A.

See attached flowsheet.



Colonne test

Scope: Percolation leach testing of ore sample for evaluation of heap leach performance

Procedure:

- 1- The bulk of the sample should weigh between 75-100kg for a 150mm column and 140-180kg for 200mm column and may consist of uncrushed rock with a maximum particle size of 150mm and stage-crushed to the required size fraction or crushed sample from the crushing plant.
- 2- Split out using a riffle splitter, approximately 5kg of the crushed sample for moisture determination, head assay and screening. Send the remaining sample for agglomeration and leaching.
- 3- Split the 5kg sub-sample into four parts. On one part of the sub-sample, weigh, oven-dry and re-weigh to calculate the moisture content. Crush the oven-dried sub-sample to about 100% passing 2mm. Pulverise to 90% passing 75microns in a Labtechnic LM 2. Submit the pulp for Au assay in quadruplicate by fire assay method.
- 4- Combine two of the split samples and do screening protocol (SOP-Pro 055). Weigh, dry and pulverise each screen fraction and submit for Au determination by fire assay.
- 5- Weigh the remaining bulk sample and thoroughly mix in a cement mixer with 5kg/t lime and sufficient aqueous cyanide solution at 200ppm NaCN to raise the moisture content to about 10%.
- 6- Once agglomerated, charge the sample to a column and allow it to cure for 24 to 48 hours.
- 7- Irrigate the sample at the rate of 3.5 to 4.5dm³ per day for a 150mm column or 4.5 to 6.0dm³ per day for a 200mm column. Leach solution is normally replenish daily.

- 8- Weigh the effluent solution collected in the receiving receptacle daily and record on a log sheet. Send the solution for Au analysis, residual cyanide determination and pH.
- 9- When the grade of the effluent solution is consistently below 0.05ppm Au, stop leaching with cyanide solution.
- 10- Replace cyanide solution with water adjusted to a p H above 10.3 and rinse the column for two days. Repeat step 8.
- 11- After 2 days, stop rinsing and allow column to drain for 24 to 48 hours. Repeat step 8.
- 12- Discharge column content onto a clean plastic mat. Split leached residue into 4 parts using a splitter. Process one part for direct assay. (SOP-Proc 057).
- 13- Combine two of the remaining parts and do screen analysis and assay as per SOP-Proc 055.
- 14- Store the remaining sample for future use.

Bouteille roulante

Scope: Quantitative test to determine leach response of rock samples.

Procedure:

Samples may be crushed ore samples from crushing plant or stage-crushed samples prepared in the laboratory

1. Weigh 1000g of the sample into a three or four litre cylindrical glass or plastic bottle with screw cap.
2. Add 1000ml of potable water from a measuring cylinder.
3. Add 3g of lime followed by 10ml of 10% NaCN solution
4. Cap the bottle securely and shake. Ensure all sample is wet and not caked. If not airtight, leaking occurs on roller.
5. Roll the bottle with the sample initially for 2 hours.
6. Remove bottle from roller and check pulp for pH. If pH is less than 10.3, add 2g of lime and repeat step 4.
7. Roll for additional 22 hours.
8. After a total of 24 hours of rolling, remove bottle from roller, loosen cap and filter sample through the pressure filter. Collect filtrate into a clean and well labelled 200ml plastic sample bottle.
9. Re-pulp the filter cake with about 3000ml of potable water and filter again to flush out the residual soluble gold in the cake. Do not collect the filtrate.
10. Remove the filter cake from the press, label and submit both the filtrate and the filter cake to the laboratory for gold analysis.

RESUME

L'or, métal noble par excellence, est l'un des métaux les plus prisés aujourd'hui, vu son coût qui ne cesse de croître sur le marché international. Le gisement d'or d'Amesmessia est l'un des gisements producteurs de minerai d'or. La première étape de notre travail est d'analyser le minerai (considéré comme minerai riche).

L'analyse minéralogique et chimique a montré que la constitution générale du minerai est le quartz en plus d'autres phases tel que : Al_2O_3 , Fe_2O_3 , CaO , dolomite.

La deuxième étape consiste à l'ensemble des essais de lixiviation effectués en bouteilles roulantes. Ces essais ont été réalisés sur 14 échantillons pour déterminer le taux de récupération maximum et la consommation optimum en réactif (NaCN et CaO).

Les tests réalisés sur une densité de pulpe à 50% de solide, 500 ppm de concentration de cyanure et une granulométrie inférieure à 0,6 mm à un pH alcalin a donné un taux de récupération de 94,37%.

Mots clés : Or, Lixiviation, Cyanure, SAA, DRX, FX, Taux de récupération.

ABSTRACT

Gold is an excellent noble metal and one of the most precious metals today, considering its cost which does not cease growing on the international market. The gold layer of Amesmessia is a gold producing ore. The first stage of our work is to analyze the ore (regarded as high-grade ore).

The mineralogical and chemical analysis showed that the general constitution of the ore is quartz in addition to other phases such as: Al_2O_3 , Fe_2O_3 , CaO , dolomite.

The second stage consists of the multiple tests of leaching carried out in bottles rolls, these tests were carried out on 14 samples to determine the maximum rate of recovery and optimum consumption of the reagent (NaCN and CaO).

The tests carried out on a density of pulp with 50% of solid, 500 ppm of cyanide concentration and particles size inferior to 0,6 mm with an alkaline pH, gave a rate of recovery of 94,37%.

Key words: Gold, Leaching, Cyanide, SAA, DRX, FX, Rate of recovery.