



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

BENBIA Abdelbasset

ALLAB Charafeddine

Thème

***AMELIORATION DE LA RECUPERATION
DE L'OR PAR LE PROCEDE DE
LIXIVIATION SUR CHARBON ACTIF CIL-
CAS DE LA MINE D'AMESMESSA-***

Soutenu le 28/ 06 /2016 devant le jury composé de:

Président:	Mr. Z. Ait habib	M.A.A	U.A.M.B
Promotrice:	Mme. Z. Souici	M.C.B	U.A.M.B
Co-promoteur :	Mr. M.Ghezali	Ingénieur	E.N.O.R
Examineur:	Mme. N.Malek	M.C.B	U.A.M.B

Année Universitaire: 2015-2016

REMERCIEMENTS

*Au terme de ce travail, nous tenons à rendre grâce à Dieu « **Allah** » le tout puissant de nous avoir donné le courage, la volonté et la patience pour achever ce travail.*

*Nous avons l'honneur et le plaisir de présenter notre profonde gratitude et nos sincères remerciements à notre promotrice **Mme Souici Zahia**, pour ses précieuses aides, ses orientations et le temps qu'elle nous a accordé.*

*Nous tenons aussi à remercier beaucoup le chef de production de l'ENOR : **Mr Ghezali Mahmoud** et les ingénieurs de process : **Mr Chandad M'hamed**, **Mr Ouznani Mohamed**.*

*Nous remercions les membres de jury, **Mr Ait Habib** et **Mme Malek** d'avoir accepté d'évaluer notre mémoire de fin d'études.*

Nous sommes reconnaissants envers tous nos enseignants qui nous ont chacun transmis un savoir.

En deuxième lieu, nos familles qui nous ont été d'un grand apport en nous conseillant à chaque fois que nous avons besoin d'elles pour la confection et la réalisation de ce modeste mémoire.

Que toute personne ayant contribué de près ou de loin à l'élaboration de ce travail trouve ici l'expression de nos très vifs remerciements.

Dédicace

*Je dédie ce modeste travail à mes très chères parents **Ben Bia Ali** et **Ben Abdelkarim Aicha** qui m'ont encouragés pour réaliser ce travail ainsi que pour leur soutient durant toute la période de mes étude, allant du primaire au CEM passent au lycée jusqu'au supérieur ;*

*A mes chères frères **Mohamed, Ahmed**, et mes chères sœur **Naima, yamina, cherifa, saida** ;*

*Et les enfants **Houssam Edin, Iman, Soulafa** ;*

A tous les membres de ma famille ;

*Ainsi à mes amies que ceux de la résidence 1000lit : **M^{ed} Ali, Mahmoud, A.Samad, Ahmed Elaid, Amine, Ahmed, Islam, Samir**,*

A Tout ceux que j'ai oublié de près ou loin.

DÉDICACE

JE DÉDIE CE MODESTE TRAVAIL

À MA CHÈRE GRANDE MÈRE

À MA CHÈRE MÈRE ET MON PÈRE

À MES CHÈRES FRÈRES, HEUSSAM EDDINE, SOHAIB,

À MA SŒUR HADIL

À MES ONCLES ET MES TANTES

LA FAMILLE ALLAB ET LA FAMILLE TOUEIR

MES ENSEIGNANTS ET TOUS LES ÉTUDIANTS DES MINES ET GÉOLOGIE

À MA COPINE AMEL

À MES COPAINS OUSSAMA, ZIN EDDINE ET CHOUAIB

AINSI À MES AMIS QUE CEUX DE LA RÉSIDENCE IRIAHENE

À TOUS CEUX QUI ME SONT CHERS

À TOUS CEUX QUI M'AIMENT

À TOUS CEUX QUI J'AIME

À TOUS CEUX QUI M'ONT AIDÉ DE PRÈS OU LOIN POUR LA RÉALISATION

DE CE MODESTE TRAVAIL.

CHARAFEDDINE

LISTE DES TABLEAUX

Tableau I.1: Principaux minéraux porteurs d'or.....	4
Tableau I.2: Avantages et inconvénients des méthodes d'adsorption sur charbon actif et de précipitation par Merrill-Crowe.....	21
Tableau II.1: Les filons de quartz majeurs	46
Tableau II.2: Indice de la technologie de traitement de (CIL) de minerai d'or	50
Tableau III.1: Résultats obtenir par tamisage.....	72
Tableau III.2: Résultats de l'analyse sans flocculant.....	75
Tableau III.3: Résultats de l'analyse avec 20g/t de flocculant.....	75
Tableau III.4: Résultats de l'analyse avec 50g/t de flocculant.....	75
Tableau III.5: Résultats de l'analyse avec 100g/t de flocculant	76
Tableau III.6: Résultats de l'analyse du dosage de la chaux.....	77
Tableau III.7: Résultats générales de bouteille roulants	78
Tableau III.8: Résultants d'analyses des bouteilles A, B et C.....	79
Tableau III.9: Résultats de l'analyse de la variation de concentration de charbon	80
Tableau III.10: Résultats de l'analyse Variation de la densité de la pulpe.....	81
Tableau III.11: Résultats de l'analyse Variation de la granulométrie.	82
Tableau III.12: Résultats du temps du contact.....	83
Tableau III.13: Résultats de concentration de Au	83

LISTE DES FIGURES

Figure I.1: Minerai d'or en placers.....	7
Figure I.2: Table de WILFLEY.....	10
Figure I.3: Domaines de travail des appareils d'enrichissement des minerais d'or par gravité.....	11
Figure I.4: Principe de fonctionnement de flottation	11
Figure I.5: Schéma simplifié du procédé Merrill-Crowe	18
Figure I.6: Schéma de principe de la métallurgie de l'or, basée sur l'emploi du charbon actif.....	20
Figure I.7: Schéma simplifié d'un procédé de lixiviation CIP du minerais d'or	22
Figure I.8: Schéma de la diffusion de l'or.....	25
Figure I.9: Diagramme d'équilibre entre HCN^- et CN^- selon le PH	26
Figure I.10: Graphe de solubilité de l'oxygène en fonction de la température.....	27
Figure I.11: Surface de contact et la dimension de particule	28
Figure I.12: Coupe schématique de la cellule L'électrolyse zedra	30
Figure I.13: Schéma de lixiviation en tas.....	33
Figure I.14: Schéma simplifié du système ecovat de lixiviation continue en cuve	35
Figure II.1: Situation géographique de la mine à ciel ouvert.....	39
Figure II.2: Carte de la division classique de Hoggar.....	41
Figure II.3: Carte et coupe géologiques d'Amesmessa	43
Figure II.4: Les différents secteurs	45
Figure II.5: Le circuit CIL.....	47
Figure II.6: Schéma générale de circuit CIL.....	51
Figure II.7: Station de concassage	52
Figure II.8: Station de broyage	53
Figure II.9: Epaisseur.....	54
Figure II.10: Cuve de lixiviation.....	55
Figure II.11: Electrolyse	57
Figure II.12: La bourbe	57
Figure II.13: Four de fusion	58
Figure II.14: Schéma de traitement de l'or d'Amesmessa par le broyage CIL	59
Figure III.1: Echantillonnage.....	62
Figure III.2: Diviseur de laboratoire.....	63
Figure III.3: Schéma de quartage.....	64

Figure III.4: Effet de floculation.....	65
Figure III.5: Effet de la chaux.....	65
Figure III.6: Test de bouteille roulante	66
Figure III.7: Broyeur de laboratoire.....	68
Figure III.8: Traitement thermique	69
Figure III.9: Bouton de plomb.....	69
Figure III.10: Attaque chimique.....	70
Figure III.11: Appareil de tamisage.....	70
Figure III.12: Le spectromètre d'Amesmess.....	71
Figure III.13: Courbe granulométrie de minerai d'or d'amesmess.....	73
Figure III.14 : Rendement pondérale en fonction des classes granulométrique.....	73
Figure III.15: Effet de floculation.....	76
Figure III.16: Variation du pH en fonction de la concentration de la chaux.....	77
Figure III.17: Effet de la concentration de cyanure sur la récupération Au	79
Figure III.18: Effet de la concentration de charbon sur la récupération Au	80
Figure III.19: Effet de la variation de la densité de la pulpe la récupération Au	81
Figure III.20: Effet de granulométrie la récupération Au	82
Figure III.21: Effet de temps de contact la récupération Au	83
Figure III.22: Effet de concentration de Au la récupération Au	84

LISTE DES ABRIVIATIONS

MBT : Mercaptobenzothiazole ;

DTP : Diéthylthiophosphate ;

AXP : Amylaxanthate de potassium ;

CIC: Carbon In Column;

CIP: Carbon In Pulpe;

CIL: Carbon In Leach;

RIP: Resin In Pulpe;

NaCN : Cyanure de sodium ;

KCN : Cyanures de potassium ;

Ca(CN)² : Cyanures de calcium ;

HCN : Cyanure d'hydrogène ;

CaO : Chaux ;

RPM : Rotations Par Minute ;

HCN : acide cyanhydrique ;

HCL : Acide chlorhydrique ;

HNO₃ : Acide nitrique ;

AgNO₃ : Nitrate d'argent ;

NaNO₃ : nitrate sodium ;

TOMAC : trioctylméthylammonium ;

MIBK : méthylisobutylcétone ;

UV : Ultra-Violet ;

ENOR : Entreprise Nationale d'exploitation des mines d'OR ;

SONAREM : Société nationale de recherche et d'exploitation minières.

ORGM : Office de la **R**echerche **G**éologique et **M**inière ;

SAA : Spectrophotométrie d'**A**bsorption **A**tomique.

SOMMAIRE

Liste des tableaux

Liste de figures

Liste des abréviations

Introduction générale.....1

Chapitre I

Généralités sur les méthodes d'extraction de l'or

I.1.Introduction	3
I.2.Minéralogie et propriétés des minerais d'or	3
I.2.1.Les minéraux porteurs.....	3
I.2.2.Les caractéristiques générales des minerais de l'or	4
I.2.3.Base de traitement des minerais d'or.....	5
I.2.4.Relation entre les caractéristiques naturelles de l'or et les méthodes de traitement	5
I.3.Classification minéralogique des minerais de l'or	7
I.3.1.Minerais d'or en placers.....	7
I.3.2.Minerais à or natif libérable.....	7
I.3.3.Minerais à sulfures de fer.....	8
I.3.4.Minerais à sulfure d'arsenic ou d'antimoine	8
I.3.5.Minerais a tellurures d'or.....	8
I.3.6.Minerais à gangue carbonée	8
I.3.7.Minerais d'or associe à des métaux de base	9
I.4.Minéralurgie	9
I.4.1.Séparation des phases minéralogiques	9
I.4.1.1.L'enrichissement par gravité	9
I.4.1.2.Les appareils de séparation magnétique.....	10
I.4.1.3.La flottation	11
I.4.2.Biominéralurgie	12
I.4.3.Amalgamation	12
I.4.4.Adaptation des techniques Minéralurgiques à l'exploitation minière	13
I.5. Hydrométallurgie	13

I.5.1	Extraction conventionnelle de l'or par cyanuration	15
I.5.1.1	Mise en solution	16
I.5.1.2	Extraction de l'or de la solution cyanurée	17
I.5.1.3	Les facteurs influant la cyanuration de l'or	24
I.5.3	Production du métal	28
I.5.3.1	Production du métal à partir de la solution d'élution du charbon	28
I.5.3.2	Recyclage du charbon actif	30
I.5.3.3	Fusion des ciments, des cathodes et des boues d'électrolyse	30
I.5.4	Raffinage	31
I.5.5	Extraction de l'or par lixiviation en tas (Heap Leaching)	32
I.5.5.1	Bouletage	33
I.5.5.2	Construction des tas	34
I.5.5.3	Arrosage des tas	34
I.5.6	Extraction de l'or par lixiviation en fosse (Vat Leaching)	35
I.5.7	Emploi d'additifs	36
I.6	Critère de choix et sélection d'un procédé	36
I.6.1	Le gisement	36
I.6.2	la minéralogie (composition et texture)	36
I.6.3	Nature de la gangue	36
I.6.4	Réponse du minerai aux essais de laboratoire	37
I.6.5	Condition locales	37
I.6.6	Conditions économiques	37
I.7	Conclusion	37

Chapitre II

Le gisement aurifère d'Amesmesa et le traitement CIL

II.1	Introduction.....	38
II.2	Présentation de l'ENOR	38
II.3	Cadre Géographique	39
II.4	Cadre géologique	40
II.4.1	Géologie Régionale.....	40
II.5	Géologie locale	41

II.5.1. Géologie du môle d’In Ouzzal	41
II.5.2. Place d’Amesmesssa dans la géologie d’In Ouzzal	41
II.5.3. Géologie du gisement d’Amesmesssa	42
II.6. Formation de gisement	43
II.7. Caractéristiques des zones aurifères d’Amesmesssa	44
II.7.1 Présentions des zones filoniennes	44
II.7.1.1. Le secteur Centre	44
II.7.1.2. Le secteur Nord	44
II.7.1.3. Secteur Sud	45
II.7.1.4. Le secteur Est	45
II.8. Morphologie du gisement	45
II.9. La technologie de processus de CIL	46
II.9.1. Les principales caractéristiques du système de CIL	47
II.9.1.1. Réservoirs CIL	47
II.9.1.2. Adsorption carbone	47
II.9.1.3. L’élution de carbone	48
II.9.1.4. Régénération Carbone	48
II.9.1.5. L’électrolytique	48
II.9.1.6. Calcination et fusion	48
II.9.1.7. Destruction du cyanure	48
II.9.1.8. Test d’enrichissement	49
II.9.1.9. Sûreté et sécurité	49
II.10. Traitement de minerai d’Amesmesssa par le processus de CIL	51
II.10.1. Réception du minerai à l’usine de traitement	51
II.10.2. Minerai riche	52
II.10.2.1. Préparation mécanique	52
II.10.2.2. Broyage	53
II.10.2.3. L’épaississeur et ajoute du flocculant	53
II.10.2.4. Les cuves de lixiviation et adsorption	54
II.10.2.5. Raffinerie	55
II.11. Conclusion	60

Chapitre III

Résultats des essais

III.1.Introduction	61
III.2 Préparations de l'échantillon	61
III.2.1 Échantillonnage.....	61
III.2.2 Quartage	62
III.3.Essai de lixiviation	64
III.3.1.Test de floculation	64
III.3.2.Dosage de la chaux	65
III.3.3.Test de bouteille roulante	65
III.3.3.1.L'effet de cyanuration.....	66
III.3.3.2.L'effet de l'adsorption de charbon	66
III.4.Analyses au niveau de laboratoire	67
III.4.1.Préparation mécanique	67
III.4.2.Préparation thermique	68
III.4.2.1.Fusion (voie sèche)	68
III.4.2.2.Coupeellation	69
III.4.3.Préparation chimique	69
III.5.Analyses du minerai.....	70
III.5.1.Analyse granulométrique	70
III.5.2.Analyse chimique	71
III.5.2.1.Principe SAA.....	71
III.6.Résultats des tests.....	72
III.6.1.Analyse granulométrique.....	72
III.6.1.1.Coefficient de HAZEN	74
III.6.1.2.Coefficient de courbure	74
III.6.2.L'effet de la floculation	74
III.6.3.L'effet du dosage de la chaux	76
III.6.4.Test de Bouteilles roulantes.....	77
III.6.4.1.L'effet de Cyanuration.....	77
III.6.4.2.L'adsorption du charbon.....	79
III.6.5.Variation de la concentration de Au	83

III.7.Discutions	84
III.8.Conclusion.....	85
Conclusion générale	86
Références bibliographiques.	
Annexes	

INTRODUCTION GENERALE

L'or est un métal exceptionnel en raison de ses caractéristiques physico chimiques. Il est un bon conducteur, ductile, malléable et est l'un des métaux les moins réactifs. Sa résistance à l'oxydation en est témoin et en fait un métal de prédilection. L'or est un métal très dense avec une masse volumique de $19,32 \text{ g/cm}^3$, et de hauts points de fusion et d'ébullition de 1064°C et de 2000°C respectivement. Il a une faible teneur dans la croûte terrestre, $0,004 \text{ mg}$ par tonne. [1]

L'or a toujours suscité l'admiration et la convoitise en raison de sa rareté et surtout de ses propriétés rare, il est sans aucun doute puisqu'il est pratiquement toujours en proportion trop faible pour être extrait en quantité satisfaisant. Les gisements sont en effet constitués par des roches dans lesquelles le métal jaune est disséminé et on estime qu'il y a en moyenne 5 milligrammes d'or par tonne de roche à la surface de la terre. L'or est un métal noble est très résistant et quasiment inaltérable sauf en présence de mercure. [2]

L'Algérie est l'un des pays producteur d'élément natif, elle est classée à la 21ème place sur 107 du classement mondial des pays détenteur des réserves officielle en or, avec un volume de stock en or estimé à $173,6 \text{ tonne}$ à la fin de décembre 2008. [3]

L'Algérie dispose de plusieurs gisements d'or parmi lesquels on trouve le gisement d'Amesmessa de teneur en or de $1 \text{ à } 12 \text{ g/t}$, situé au sud-ouest de Tamanrasset sur le territoire de la commune de Tinzaouatine qui est découvert en 1978 par SONAREM. Ce gisement est classé le plus grand dans la région du Hoggar, plutôt en Algérie. [3]

Les travaux d'exploration ont été menés par l'ORGM. Le gisement a été exploré en profondeur dont on trouve les réserves géologiques s'élèvent à plusieurs t/km

L'extraction a ciel ouvert de l'or dans la mine d'Amesmessa, ENOR est basée sur la méthode de broyage CIL et la méthode lixiviation en tas (Heap Leaching). Pour cela, on a effectué un stage pratique au sein de la mine d'Amesmessa dans le but d'étudier les effets et les facteurs importants dans le circuit de broyage CIL.

Le présent mémoire est divisé en trois(3) chapitres :

Les généralités sur les méthodes d'extraction des minerais d'or sont présentées dans le premier chapitre I.

Le chapitre II est destiné à la présentation de la mine d'Amesmessa dans tous ses cadres historique, géographique et géologique. Le traitement de l'or par la méthode broyage CIL est ensuite présenté.

Le chapitre III présente le montage expérimental et les tests préalables réalisés en laboratoire avec les résultats, suivi par les différentes analyses de minerai d'or, on termine le chapitre par une discussion des résultats trouvés.

Enfin, nous terminons notre mémoire par une conclusion générale qui résume l'essentiel de notre travail.

CHAPITRE I

GENERALITES SUR LES METHODES D'EXTRACTION DE L'OR

I.1.Introduction

L'or est en fait un des plus anciens métaux connus et exploités. Sa rareté et son inaltérabilité en font une substance recherchée dont les prix, par rapport aux autres substances minérales, a toujours relativement élevé. [4]

L'extraction en générale est une technique de séparation en génie chimique, elle utilise un moyen d'extraction pour séparer sélectivement un ou plusieurs composés d'un mélange sur la base de ces propriétés chimiques et/ou physiques. Le moyen d'extraction doit être non ou peu miscible avec les composants principaux du mélange alors que le composé à extraire doit posséder plus d'affinité avec le moyen d'extraction qu'avec les composants principaux du mélange. Suivant la manière et le moyen utilisé, on a plusieurs techniques.

L'extraction de l'or remonte d'une certaine façon à la nuit des temps : le métal a toujours été très prisé par l'homme, on le retrouve dans toutes les grandes civilisations et il a très vite été adopté en tant que monnaie sous forme de pièces d'or. [4]

L'extraction de l'or est effectuée en plusieurs étapes. Tout d'abord, le minerai est broyé puis lixivié dans une solution de cyanure. Pour certaines opérations, du cyanure est ajouté dans le circuit de broyage afin de mettre en solution l'or qui pourrait avoir été plaqué dans le broyeur ou dans la tuyauterie du circuit de broyage. Des équipements de concentration gravimétrique sont souvent installés dans le circuit de broyage pour récupérer l'or libre suffisamment grossier.

La métallurgie de l'or est basée dans la plupart des cas sur sa mise en solution et son extraction à partir de solutions aurifères, suivie du raffinage du métal. Cependant, on est souvent amené à effectuer des opérations de prétraitement basées sur des séparations de phases minéralogiques en vue d'augmenter les teneurs du minerai brut par l'élimination des phases stériles ou gênantes avant la métallurgie. Les concentrés sont traités ensuite par hydro ou pyrométallurgie. [5]

I.2.Minéralogie et propriétés des minerais d'or

I.2.1.les minéraux porteurs

L'or est susceptible d'exister dans des environnements géologique relativement variés (roche sédimentaires, filons intraplutonique ou périplutonique), mais sa faible réactivité chimique fait qu'il se présente dans la nature sous des formes minéralogiques peu nombreuses bien décrites par F.J.Henley (tableau I.1). [4,6]

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

Minérale	Composition	Teneur en or %	Densité	Dureté
Or natif	Au	75	16-19	2,5-3
Electrum	Au Ag	45-75	13-16	2-2,5
Calaverite	Au Te ₂	40	9,2	2,5-3
Krennerite	Au Ag Te ₁₀	31-44	8,6	2,5
Sylvanite	Au Ag Te ₄	24-30	8,2	1,5-2
Pelzite	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 minérale que est de très loin prédominant est l'or à l'état métallique ou or natif qui peut revêtir une grande variété de formes et de dimensions dans les différents gisements:[7]

➤ les particules d'or les plus couramment rencontrées dans les placers ont des dimensions variant entre une dizaine de microns, et une dizaine de millimètres, mais des masses d'or pesant entre 50 et 100 kg ont été trouvées aussi bien dans des placers que dans des filons de quartz. La texture de l'or natif varie également de façon importante notamment en fonction de son origine et de phénomène secondaire (caractère détritique, remobilisation métamorphique, ou encore précipitation à partir de solution oxydantes sulfato-chlorurées).

Il est généralement admis que l'or se présente alors sous forme d'inclusions submicroscopiques d'or natif, bien que certains auteurs pensent qu'il pourrait constituer en fait une solution solide à l'intérieur des sulfures.

I.2.2. Les caractéristiques générales des minerais de l'or [8]

- **Masse atomique** = 196,9655 g.mol⁻¹ ;
- **Electronégativité de Pauling** = 2,4 ;
- **Masse volumique** = 19,3 g.cm⁻³ à température de 20°C ;
- **Température de fusion** = 1062°C ;
- **Température d'ébullition** = 2000°C ;
- **Rayon atomique (Van der Waals)** = 0,144 nm ;
- **Rayon ionique** = 0,137 nm (+1) ;
- **Isotopes** | **Configuration électronique** [Xe] 4f¹⁴ 5d¹⁰ 6s¹ ;
- **Energie de première ionisation** = 888 kJ.mol⁻¹ ;
- **Energie de deuxième ionisation** = 1974,6 kJ.mol⁻¹ ;

- **Potentiel standard** = +1,68 V (Au⁺ / Au) ;
- **Découverte** : Connue dès l'antiquité.

I.2.3. Base de traitement des minerais d'or [9]

Les minéraux de l'or (or natif principalement) possèdent quelques propriétés caractéristiques qui ont conduit au développement des méthodes de traitement de minerais d'or.

Ces propriétés sont principalement les suivantes :

a. la densité de l'or et de minerais porteurs

Est en générale très élevée. Cette valeur élevée a conduit au développement des techniques de concentration gravimétrique, connues depuis fort longtemps et toujours d'actualité aujourd'hui

b. les caractères naturellement hydrophobes de la surface de l'or natif

lui confère une excellente flottabilité.

- Si l'on observe de plus que l'or est souvent associé à des sulfures, facilement flottables, on comprend que la flottation soit une méthode de traitement très utilisée pour l'élaboration de concentrés :
- L'or et certains de ses minerais porteurs sont solubles dans les solutions diluées et alcalines de cyanure.
- Cette propriété a donné naissance à la lixiviation au cyanure. Technique de traitement la plus courante pour les minerais d'or.
- L'or est enfin mouillable par le mercure, car la tension de surface entre or et de mercure est faible.
- Cette propriété est utilisée dans l'amalgamation, connue depuis fort longtemps, utilisée dans les siècles passés sur les minerais tout-venant et aujourd'hui sur des concentrés d'or.

I.2.4. Relation entre les caractéristiques naturelles de l'or et les méthodes de traitement [4]

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 précédemment citées.

Les caractéristiques naturelles de l'or ou de ses minerais porteurs qui sont prises en considération pour son traitement sont principalement sa granulométrie et ses associations avec les minerais de la gangue.

i. l'efficacité des méthodes gravimétriques

Est limitée pour les particules inférieures à une soixantaine de μm .

Cette dimension limite peut être de plus, modifiée suivant la forme de particule d'or à récupérer :

- grains ;
- paillettes ;
- Filaments.

ii. En de cette limite, la flottation et cyanuration demeurent les seules méthodes de traitement disponibles

Comme pour tout le minéral, la flottation exige une libération assez complète de l'élément à récupérer. Le broyage sera donc d'autant plus poussé que la dimension des grains d'or est faible, à moins que l'on ne contente, dans le cas où l'or est extrêmement, de flotter les minéraux porteurs (sulfures en générale).

A dimension de particules d'or égale, la cyanuration demande en générale un broyage de moins poussé que la flottation, car il n'est pas nécessaire que l'or soit libéré totalement mais seulement rendu accessible à la solution d'attaque.

iii. dans les opérations de broyage, une autre propriété de l'or intervient

La ductilité, les grains grossiers d'or, à cause de cette ductilité se broyant très difficilement et ont plutôt tendance à s'écraser et s'aplatir, voire s'incruster de particules de gangue.

iv. enfin, la nature de l'association de l'or avec les minéraux de la gangue intervient dans l'applicabilité des méthodes de traitement en influant notamment sur la libération minérale

➤ L'or peut être par exemple inclus dans les minéraux porteurs, ou dans fissures ou aux joints des grains.

L'accessibilité de l'or au cyanure ou son mode de libération minérale ne sera pas le même dans chaque cas.

➤ Le type d'association minérale et la dimension de l'or peuvent se combiner pour donner de multiples présentations naturelles du métal précieux bien que celui-ci soit la plupart de temps sous forme d'or natif :

➤ Ainsi, l'or peut être soit finement inclus dans des sulfures, à une dimension submicroscopie, soit se présente en inclusions de quelques dizaine de microns dans des sulfures ou du quartz.

Le traitement de ces deux minerais sera complètement différent :

➤ Le premier ne pourra pas être traité par cyanuration direct et nécessite une opération supplémentaire pour libérer l'or.

➤ Le second pourra être traité directement par broyage et cyanuration.

On notera enfin que bien qu'il existe de cas (simple), l'or se présente souvent avec des dimensions et des associations différentes à l'intérieur d'un même minerai.

I.3. Classification minéralogique des minerais de l'or [9,10]

L'ensemble des considérations précédents, minéralogie, présentation de l'or, associations minérales, nature de la gangue, propriété physique et chimiques, permet d'aboutir à une classification des minerais d'or, du point de vue de leur traitement.

La cyanuration étant la technique de traitement la plus employée, il est clair que cette classification repose en grande partie sur la difficulté présente par les différents type de minerais dans l'application de cette technique.

La classification de minerais est :

I.3.1. Minerais d'or en placers

Ces minerais sont constitués par des sables ou agglomérats peu ou pas consolidés. L'or y est présent à de très faibles teneurs sous forme de métal natif.

Ces minerais sont connus depuis les temps anciens et traditionnellement exploités par gravimétrie uniquement, la figure I.1 présente le minerai d'or en placers.

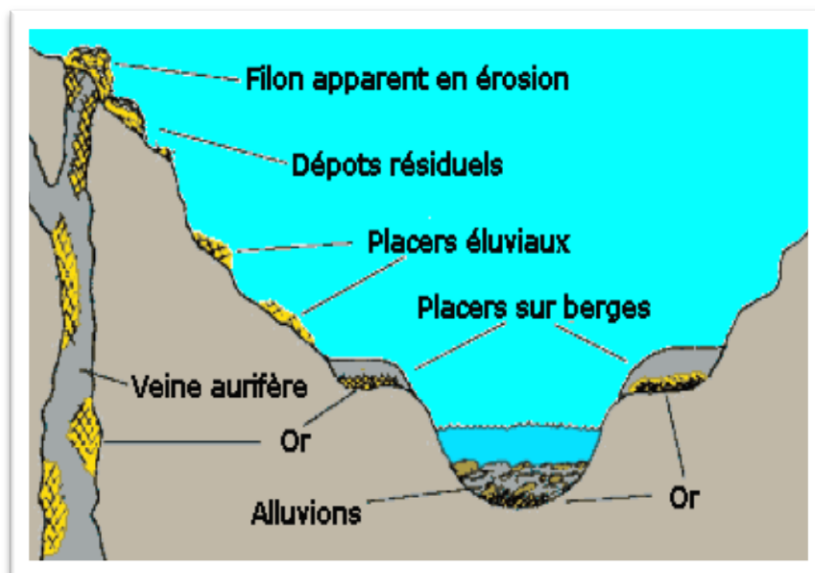


Figure I.1: Minerai d'or en placers. [10]

I.3.2. Minerais à or natif libérable

Cette catégorie comprend les minerais non réfractaires dans lesquels l'or se présente à l'état natif non inclus dans des sulfures. Les sulfures sont abondants et principalement constitués de pyrite.

La cyanuration est la technique utilisée normalement pour ces minerais, conjointement à la gravimétrie pour récupérer l'or grossier éventuellement présent.

Suivant la dimension de l'or grossier et sa proportion relative, la gravimétrie peut être plus ou moins développée ou réduite seulement à une fonction « piégeage ».

L'amalgamation directe du minerai tout-venant, est aujourd'hui abandonnée.

I.3.3. Minerais à sulfures de fer

L'or se présente généralement dans ces minerais à fois disséminé dans les sulfures et à l'état libre. Certains sulfures, la pyrrhotine en particule, se dissolvent dans la solution d'attaque, consommant les réactifs, et inhibent la dissolution de l'or, Une aération en présence de chaux, en amont de la cyanuration est le traitement généralement pratique dans ce cas.

La pyrite est le sulfure le plus fréquent dans cette catégorie de minerai. Le traitement habituel consiste une flottation des sulfures et de l'or libre, suivie l'une cyanuration de concentré éventuellement rebroyé, Un grillage préalable à la cyanuration permet de libérer l'or lorsqu'il se présente disséminé en inclusions submicroscopiques dans la pyrite.

I.3.4. Minerais à sulfure d'arsenic ou d'antimoine

Généralement, l'or présent dans ces minerais est très finement disséminé dans les sulfures.

L'arsenic et l'antimoine rendent de plus ces minerais réfractaires à la cyanuration directe.

Le traitement consiste alors en une concentration de l'or par flottation des sulfures suivie d'un grillage et d'une cyanuration de concentré.

I.3.5. Minerais à tellures d'or

Ces minerais contiennent une partie de l'or sous forme de tellures. Ceux-ci sont souvent accompagnés d'or natif et d'or disséminés dans les sulfures.

Le traitement de ce type de minerai est plus complexe que les précédents. Il peut typiquement comporter une flottation des sulfures suivie d'une cyanuration, d'un grillage des résidus et la cyanuration de la calcine.

I.3.6. Minerais à gangue carbonée

Ces minerais contiennent des matières carbonées sous une forme organique ou minérale. Ce carbone peut reprécipiter l'or dissous qui est alors perdu dans les rejets.

Le traitement de tels minerais nécessite en amont de la cyanuration, une étape d'oxydation du minerai, une séparation par flottation du carbone, ou l'ajout des réactifs, comme le Kérosène, recouvrant la surface des minéraux carbonés.

I.3.7. Minerais d'or associé à des métaux de base

Ce type de minerai assure une large part de la production mondiale. L'or y est habituellement récupéré avec les concentrés de sulfure des métaux de base, cuivre, plomb ou zinc. Les stériles de flottation quand ils contiennent encore de l'or peuvent être cyanurés.

I.4. Minéralurgie [5]

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.4.1. Séparation des phases minéralogiques

Les méthodes minéralurgiques courantes sont généralement simples dans leurs principes.

I.4.1.1. L'enrichissement par gravité [11,12]

S'applique 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. Un broyage ultrafin (< 20 µm) d'un concentré polymétallique aurifère est susceptible d'activer mécaniquement l'or contenu et d'augmenter sa récupération par cyanuration.

a. Les appareils de gravité [13]

Les appareils de gravité les plus utilisés, pour la récupération d'or libre doivent être adaptés aux Dimensions des particules:

i. Le sluice

Long canal de bois incliné barré par des réglettes transversales ou « riffles » qui ont 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.

ii. 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.

iii. La spirale :

Qui ne nécessite pas de dépense énergétique travaille soit en dégrossisseuse, soit en relaveuse sur les concentrés de dégrossissage.

iv. La table Wilfley

Est le type de tables à secousses le plus fréquemment utilisé. 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 (figure I.2).

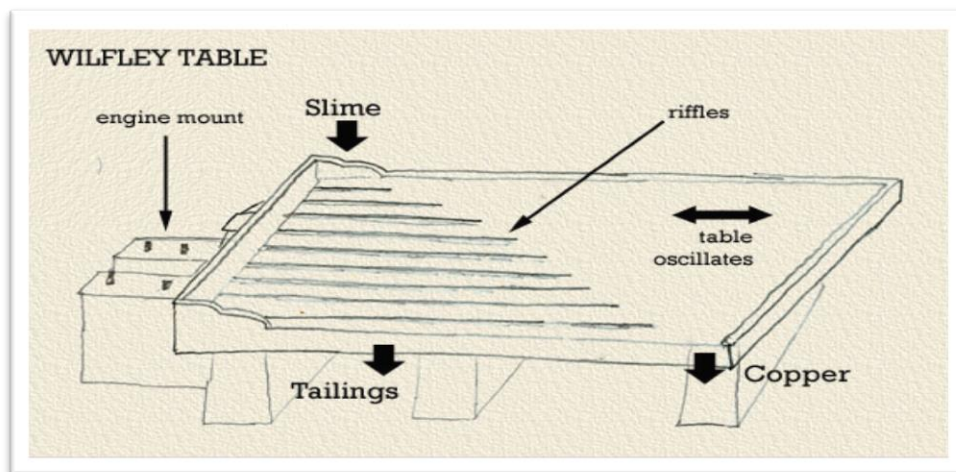


Figure I.2: Table de WILFLEY. [13]

v. Les concentrateurs centrifuges à bol et de type horizontal

Ont des plages granulométriques de traitement légèrement supérieures à celles des concentrateurs précédents.

vi. 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.

I.4.1.2. Les appareils de séparation magnétique

Peuvent être utilisés pour retirer des minéraux ferrifères du minerai ou les constituants magnétiques et ferromagnétiques polluant les concentrés gravimétriques (figure I.3).

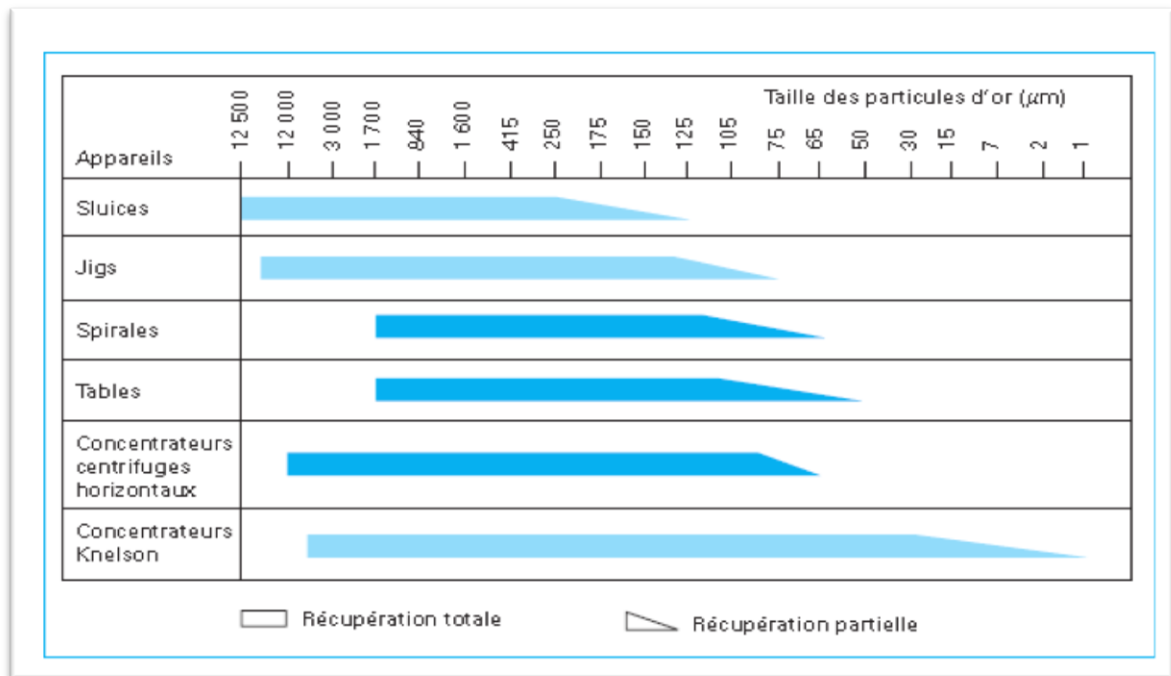


Figure I.3: Domaines de travail des appareils d'enrichissement des minerais d'or par gravité. [2]

I.4.1.3. La flottation [14,15]

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 au relavage des mousses minéralisées (figure I.4).

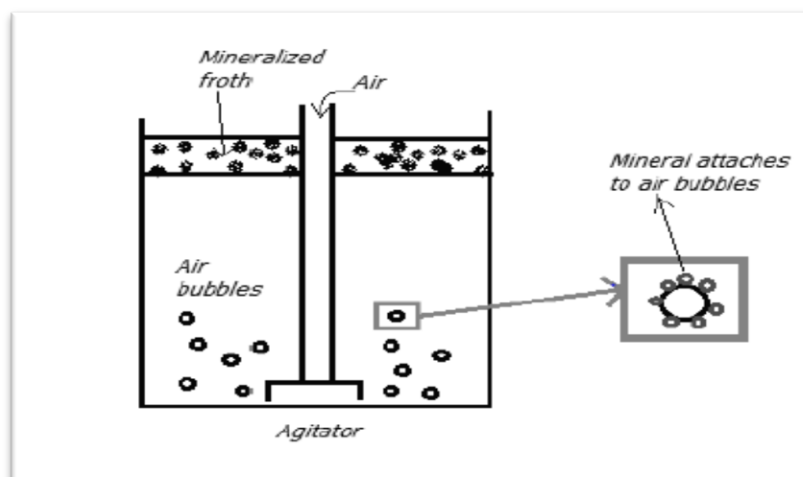


Figure I.4: Principe de fonctionnement de flottation. [15]

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 $\text{pH} > 8$, et totalement à $\text{pH} > 10$, 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.

I.4.2. Biominéralurgie [5]

La biominéralurgie permet de résoudre en partie le cas des minerais arsénopyriteux à « or réfractaire » (refractory gold). En effet, la technologie dite « procédé Biox », faisant intervenir des bactéries, permet de libérer l'or. Celui-ci se retrouve dans les boues de traitement d'où il est extractible par cyanuration. Elle fait intervenir trois bactéries chimiolithotrophes : Thiobacillus ferrooxydans, Thiobacillus thiooxydans et Leptospirillum ferrooxydans, qui attaquent les concentrés sulfurés et arsénosulfurés de flottation dans des réacteurs agités, à un pH de 1,2 à 1,6, et à une température de 40 à 45 °C. Le temps de séjour varie de 4 à 6 jours. Les bactéries sont nourries par un apport de carbone, d'azote, de phosphore et de potassium.

I.4.3. Amalgamation [4,5]

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

Il existerait en fait toute une série d'alliages allant d' 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 ;
- 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 libère, 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 présentes par la manipulation du mercure, la part importantes de main-d'œuvre qu'elles nécessitent et le facilitent 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 un peau de chamois pour éliminer le mercure résiduel, puis distillé vers 350 à 450°C.

Le mercure condensé est recyclé. L'or restant en fond de cornue est envoyé à l'affinage.

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

Un effluent issu d'une unité d'amalgamation titre en général 0,005 à 0,05 mg/l en Hg, alors que la concentration limite de mercure dans les eaux ne doit pas dépasser 0,002 mg/l.

L'effluent peut être épuré par passage sur des colonnes garnies de fibres d'alumine qui collectent les fines gouttelettes de mercure.

I.4.4. Adaptation des techniques Minéralurgiques à l'exploitation minière [15]

Les technologies précédemment citées doivent être adaptées aux différentes zones du gisement dont provient le minerai. Il faut distinguer le minerai super gène oxydé de celui de la zone profonde sulfurée. La gravité s'applique bien au traitement de la partie super gène, la flottation prend son importance dès que l'on parvient à la zone profonde. Les procédés mixtes comprenant la séparation gravimétrique et la flottation sont adaptés au traitement de la zone intermédiaire. Parfois, le traitement par gravité n'est utilisé que pour des granulométries grossières supérieures à 2 mm Enfin, que l'on obtienne un pré concentré d'or libre fin ou un pré concentré de sulfures, l'ensemble va à la cyanuration en usine, l'amalgamation ayant sans cesse régressé dans la pratique. Des ateliers artisanaux ont remplacé au Ghana l'amalgamation par une attaque chlorhydrique des prés concentrés d'or libre et de sulfures après déferrisation.

Le chlorure d'or passe en solution et la séparation solide-liquide se fait sur des membranes, qui sont de moins en moins coûteuses. Une remontée du pH déstabilise le complexe chloruré.

I.5. Hydrométallurgie [5]

Dans la presque totalité des cas, l'hydrométallurgie de l'or est basée sur sa mise en solution par le cyanure (le métal est alors contenu dans la liqueur d'attaque). Elle est appliquée selon deux techniques : la lixiviation dynamique en réacteur agité mécaniquement en usine et la lixiviation statique en tas ou en fosse en plein air.

Dans les deux cas, le minerai a subi auparavant des opérations plus ou moins complexes de prétraitement.

➤ Dans le cas d'un traitement conventionnel en usine, le minerai issu de l'exploitation minière est concassé et broyé avant d'être lixivié. Lorsque les particules d'or sont facilement libérables et assez grossières ($> 75 \mu\text{m}$), la concentration gravimétrique peut rejeter un stérile définitif et fabriquer un préconcentré. On peut ainsi atteindre des coefficients de concentration très élevés (de 100 à 1 000). Lorsque l'or est associé étroitement à des sulfures métalliques, la concentration par flottation conduit à produire un préconcentré des sulfures. Si la proportion d'or libre est élevée, celui-ci est extractible auparavant par voie gravimétrique dans la mesure où sa granulométrie le permet. Le préconcentré de flottation peut être :

a. rebroyé pour permettre une meilleure libération de l'or. De plus, un broyage poussé augmente considérablement les surfaces granulaires et facilite le contact des grains d'or avec la solution de cyanure ;

b. grillé surtout s'il s'agit de minéraux tels que la pyrite, la pyrrhotite, l'arsénopyrite, la stibine, les sulfotellurures. Cette opération est délicate à deux égards : i) la majeure partie du soufre passe dans les gaz, ainsi que l'arsenic, le bismuth et l'antimoine. Il est donc nécessaire de traiter les gaz, de séparer les poussières et d'éliminer toute émission fugitive de polluants dans l'atmosphère. ii) le calciné doit être suffisamment poreux pour rendre l'or accessible à la solution de cyanure. En effet, s'il est enrobé par des oxydes de fer, il est soustrait à la lixiviation. Les fours à lits fluidisés, qui de loin sont les plus utilisés dans le grillage des pyrites, ne présentent pas une grande flexibilité et n'offrent pas de moyens de contrôle comme les fours à soles multiples. Il en résulte une tendance générale consistant à éviter le grillage et à adopter un rebroyage poussé, sauf lorsque l'or est lié à des matières charbonneuses, que le grillage peut éliminer facilement.

➤ **La lixiviation en tas**

Est adaptée aussi bien à des minerais récemment minés qu'à d'anciens tas de minerais à basse teneur, laissés par une exploitation antérieure ou à des stériles massifs ou à des résidus de traitement. En général, elle convient à l'attaque de minerais issus d'exploitations en découverte et de nature oxydée. Il peut s'agir de minerais bruts n'ayant pas subi de prétraitement ou de minerais prétraités. Dans ce dernier cas, le minerai est concassé, broyé et aggloméré pour donner avec un peu de ciment des boulettes suffisamment poreuses bien qu'indurées.

➤ **La mise en tas**

Est impliquée une réflexion sur de nombreux points : origine du minerai, mise en solution de l'or, topographie du site, caractéristiques géotechniques et hydrologiques, méthode de construction du tas pour éviter la formation de couches par compaction et la ségrégation des particules, méthodes de confinement des solutions percolantes, méthodes d'arrosage et de drainage, circuit de récupération du métal en usine, stockage et recyclage des solutions épuisées.

➤ Quand on projette une installation de lixiviation, il est important de prendre en considération trois types de facteurs : la teneur, le tonnage et, surtout, le type de minerai, et l'on remarque que:[16]

a. la plupart des minerais de type Carlin (Carlin, Pinson, Jerritt Canyon) riches en matières carbonneuses (par exemple 0,3 à 5 % de carbone organique, 0,5 à 0,6 % à Carlin) sont traitées de façon conventionnelle en usine, et non en tas ;

b. un minerai massif à pyrrhotite et arsénopyrite, comme Homestake, est traité aussi de façon conventionnelle en usine. Par contre, les minerais en relation avec une intrusion de type monzonitiquelatite ou de type syénitique sont traités par lixiviation en tas ;

c. d'autres minerais, cependant réputés appartenant à des gisements du type Carlin, sont en liaison avec des intrusions de type granitique ou igné, bien que celles-ci n'affleurent pas. Ils sont aussi traités par lixiviation en tas. Certains minerais, bien que liés à des intrusions porphyriques de monzonite-latite, tels que Porgera, Golden Sunlight présentent une minéralisation tellement complexe (Au, Cu, Pb, Zn, Bi, Te...) qu'ils ne peuvent être traités qu'en usine avec des circuits complexes pour atteindre une sélectivité satisfaisante dans la séparation des métaux. Il en est de même des gisements d'Afrique du Sud (paléoplacers) tels que Savaka, Sainte Héléna, Beatrix, East and West Driefontein et tous les gisements dont les teneurs sont supérieures à 10 g/t sur lesquels on recherche en priorité une récupération de l'or très élevée.

➤ D'autres procédés font depuis une quinzaine d'années l'objet de recherche en pilote, à partir de concentrés sulfurés de flottation ou de minerais sur lesquels la flottation est difficile ou impossible. Ils consistent à détruire les sulfures porteurs de l'or. Ces procédés sont basés sur la biohydrométallurgie et sur la lixiviation sous pression.

I.5.1 Extraction conventionnelle de l'or par cyanuration [4,5]

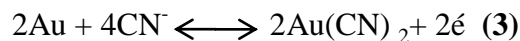
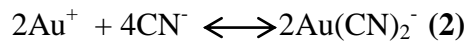
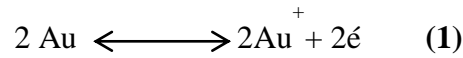
La cyanuration est la méthode de traitement de minerais de l'or la plus largement utilisée.

Mise au point au début de 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.

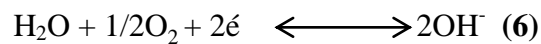
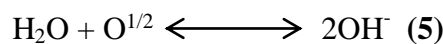
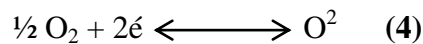
Les réactions de la cyanuration:[16]

La mise en solution de l'or est essentiellement une réaction d'oxydoréduction nécessitant de l'oxygène, ou un oxydant, et du cyanure.

- **Réaction anodique (oxydation)**

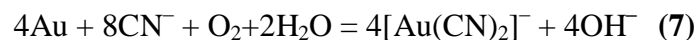


- **Réaction cathodique (réduction)**

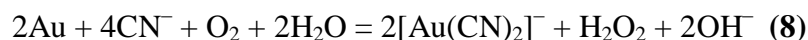


I.5.1.1 Mise en solution [17,18]

Les ions cyanures forment des complexes très stables 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). La mise en solution est une réaction ionique, selon l'équation d'Elsner qui est en général acceptée sous la forme suivante :



Cependant, il existerait un deuxième mécanisme réactionnel :



La cinétique réactionnelle dépend de la concentration en NaCN et de l'alcalinité de la solution; le pH optimal étant de 10,3. Elle est proportionnelle au carré de la concentration en oxygène dans la solution.

Pour que les réactions précédentes aient une cinétique acceptable, industriellement, il faut que :

- a. l'or soit libre, sous forme de particules fines présentant des surfaces propres ;

b. le minerai ne contienne pas de substances cyanicides, ou des impuretés susceptibles de détruire le cyanure ou d'inhiber la réaction de dissolution par fixation de l'oxygène. La passivation de l'or par la formation supposée de formes polymères de AuCN, ou la formation d'hydroxyde d'or, peut être évitée par des sels de plomb ou de métaux lourds (Bi, Th, Hg), à condition qu'il n'y ait pas formation d'hydroxyde de plomb sur la surface de l'or.

c. l'apport d'oxygène soit assuré pendant tout le temps de la mise en solution ; si nécessaire H₂O₂ peut être utilisé comme vecteur de l'oxygène. Cette méthode a été mise en œuvre dans des usines d'Australie, d'Amérique du Nord et d'Afrique du Sud. Les récupérations sont augmentées de 10 à 20 % et les consommations en cyanure sont réduites de 50 %.

Les minerais qui en général n'offrent pas de difficultés à la mise en solution cyanurée de l'or répondent à trois types principaux:[19]

- a.** les minerais oxydés à or disséminé ;
- b.** les minerais sulfurés où le métal précieux n'est pas intimement associé aux minéraux sulfurés;
- c.** les minerais issus de placers ou de filons contenant de fines particules d'or, dont la surface est importante par rapport à leur masse.

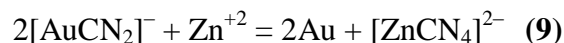
Cependant, le complexe soluble or-ligand peut être subtilisé et capturé par des constituants du minerai lors de la cyanuration (phénomène de preg-robbing). Ce phénomène a été décrit dans le cas de minerais d'or charbonneux, dans le cas de minerais d'or sulfurés et dans le cas des gangues de ces minerais.

I.5.1.2 Extraction de l'or de la solution cyanurée

Il existe plusieurs méthodes pour extraire l'or à partir des solutions de lixiviation au cyanure, mais ce sont la cémentation sur la poudre de zinc et l'adsorption sur charbon actif, qui sont utilisées industriellement.

a. Cémentation sur poudre de zinc [20]

Le procédé d'extraction par cémentation (ou précipitation) sur poudre de zinc est appelé **procédé Merrill-Crowe** (figure I.5). La réaction de cémentation répond à l'équation suivante :



Cependant, le dépôt de l'or peut être rapidement inhibé. Cet inconvénient est évité en ajoutant un sel de plomb. Il se forme un couple électrochimique Zn-Pb sur la surface des particules de zinc, éliminant la passivation superficielle et permettant un dépôt d'or continu. La poudre de zinc est préférée aux copeaux de zinc, afin d'obtenir une plus grande surface spécifique et d'augmenter ainsi la cinétique de la cémentation. Un pH élevé, supérieur à 10, est nécessaire pour précipiter l'or et minorer la précipitation du cuivre, souvent présent en solution.

La clarification de la liqueur est obligatoire pour atteindre une efficacité élevée de précipitation. Enfin, une désaération de la solution jusqu'à une concentration d'oxygène dissous inférieure à 1 ppm, est nécessaire pour réduire la consommation de zinc et augmenter l'efficacité de la cémentation. Le schéma de la figure I.5 indique les quatre étapes principales : clarification, désaération, addition de zinc et de sel de plomb et récupération du ciment (précipité) Zn/Au. Il faut cependant insister sur deux points particuliers.

- i. L'oxygène doit être absolument absent. Une désaération sous vide est la meilleure façon de se débarrasser de l'oxygène et du CO_2 ; ce dernier réagissant sur le calcium donne du carbonate, qui bouche les filtres de récupération du ciment.
- ii. Certains ions métalliques ont un effet sur la cémentation : ce sont surtout Sb et As, dont des concentrations de l'ordre de 1 ppm peuvent ralentir de 20 % la cinétique de dépôt. Ils peuvent être éliminés par du sulfure de sodium. Malheureusement, l'argent aussi est précipité et il est perdu. Le cuivre, enfin, a un rôle passivant pour le zinc et provoque de fortes consommations de cyanure.

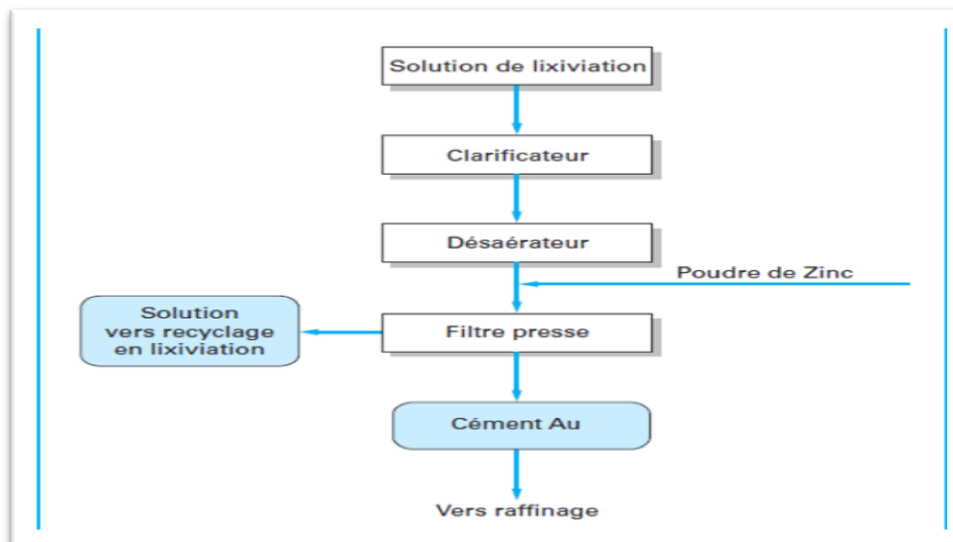


Figure I.5: Schéma simplifié du procédé Merrill-Crowe. [5]

b. Adsorption sur charbon actif [21,22]

Le charbon actif est obtenu par carbonisation d'écorce de noix de coco ou de noyaux de pêches, aux environs de 700 à 800 °C en présence de vapeur d'eau. L'adsorption du cyanure d'or sur les particules poreuses de charbon actif résulte de la superposition simultanée d'un ensemble de facteurs : la diffusion de l'auro complexe dans les pores, l'existence de sites actifs, l'adsorption de l'or sur ces sites.

La qualité du charbon actif est essentielle. Seuls des essais industriels permettent de faire un choix. De façon générale, les charbons actifs commercialisés doivent répondre aux exigences suivantes :

- i. la taille des grains doit se situer dans l'une des deux tranches granulométriques suivantes :
[- 6 ; +16] mesh correspondant à [-3 327 ; +981] μm , et [-12 ; +30] mesh correspondant à [-1 397 ; +535] μm ;
- ii. une surface spécifique comprise entre 1 050 et 1 150 m^2/g ;
- iii. une masse spécifique égale à 0,85 g/cm^3 ;
- iv. un pourcentage de vide égal à 40 %, lorsque le produit est tassé dans une colonne.

Le procédé comporte trois étapes principales, que l'on retrouve sur le schéma de traitement de la figure I.7 :

- a. l'étape d'adsorption sur les particules de charbon ;
- b. l'étape d'élution (réextraction) : l'or est désorbé par une solution concentrée de cyanure à pression atmosphérique ou sous pression ;
- c. la récupération de l'or à partir de la solution concentrée par électrolyse ou par cémentation sur de la poudre de zinc.

Trois méthodes sont couramment employées :

- i. Le charbon en colonne (Carbon In Column ou CIC). Le flux de la solution d'aurocyanure est dirigé de bas en haut de la colonne, de sorte que la colonne se dilate verticalement. Le procédé est parfois qualifié de procédé en lit de charbon expansé (Expanded Carbon Bed) ;
- ii. Le charbon en pulpe (Carbon In Pulp ou CIP). Ce procédé permet d'extraire l'or sur les particules de charbon, directement à partir de la pulpe cyanurée. Ainsi, après cyanuration, l'adsorption de l'or sur le charbon a lieu à contre-courant dans une série de cuves agitées. Les particules de charbon actif chargées en or sont ensuite extraites de la pulpe par simple criblage ou tamisage (figure I.6). Le CIP est bien adapté aux petites comme aux grandes installations. La cinétique est relativement lente (5 à 10 h) ;

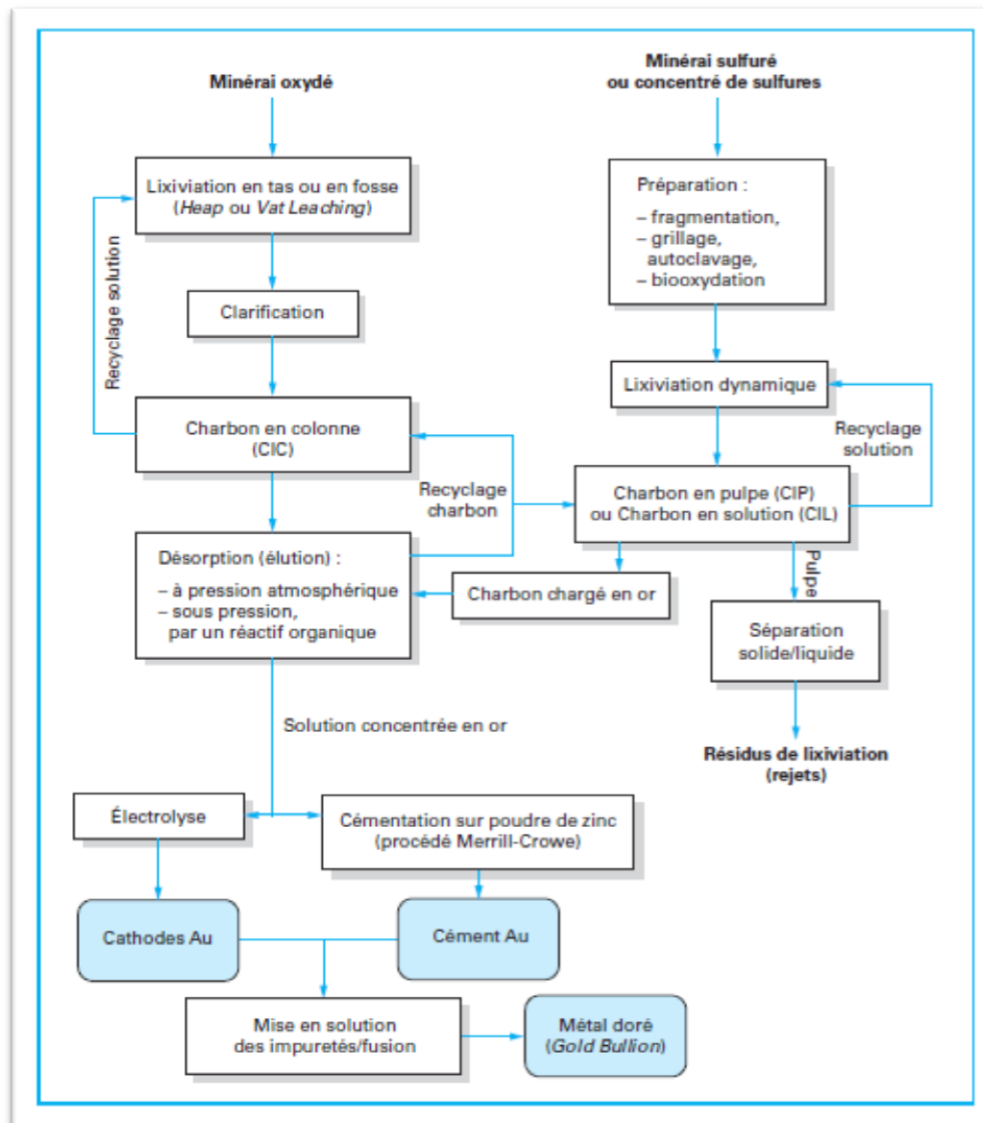


Figure I.6: Schéma de principe de la métallurgie de l'or, basée sur l'emploi du charbon actif. [5]

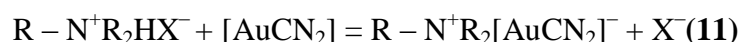
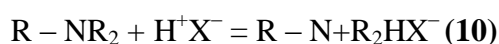
iii. Le « lixiviation en charbon » (Carbon In Leach ou CIL). Il diffère du CIP par le fait que la charge de charbon actif est placée directement dans les cuves de lixiviation ; les opérations de dissolution et d'adsorption de l'or se déroulent donc simultanément. On se passe ainsi des cuves d'adsorption présentes en fin de circuit de lixiviation dans le procédé CIP, d'où une économie sur l'investissement. Le procédé permet le traitement des minerais à matière carbonneuse, qui est toujours un problème avec le procédé CIP. L'effet de pregrobbing qui est la capture de l'or en solution par la matière carbonnée du minerai lors de la cyanuration est réduit car le charbon actif est plus réactif que la matière carbonnée du minerai.

Les avantages et les inconvénients de la méthode au charbon actif, en comparaison de la méthode de cémentation, sont donnés dans le tableau I.2. Les minerais riches en argent sont traités de préférence par le procédé **Merrill-Crowe**.

c. Adsorption sur résines échangeuses [23]

En 1970, l'application des résines dans l'industrie minière de l'or était bien établie dans l'ancienne Union Soviétique. C'est seulement plus de 10 ans après, qu'un procédé de résine a été appliqué avec succès à la Mine de Golden Jubilee en Afrique du Sud. Les résines base faible et base forte sont capables d'adsorber les métaux précieux, mais les métaux de base rendent les méthodes d'élution assez délicates.

i. Henkel a développé une **résine base faible, l'Aurix 100**, extrayant l'aurocyanate jusqu'à pH 10 selon les réactions suivantes :



R : est la matrice organique inerte de la résine (polystyrène – divinylbenzène), et X⁻ est le co-ion, généralement non organique (Cl⁻, NO₃⁻, SO₄²⁻, HSO₄⁻).

Tableau I.2 : Avantages et inconvénients des méthodes d'adsorption sur charbon actif et de précipitation par Merrill-Crowe. [5]

Méthode	Avantages	Inconvénients
Merrill-crowe	<ul style="list-style-type: none"> -Faibles cout de main d'œuvre et de maintenance ; -Faible investissement ; -Traitement possible des liqueurs dont le rapport Ag/Au est élevé. 	<ul style="list-style-type: none"> -Nécessité d'un prétraitement de la solution d'attaque avant précipitation (clarification et désaération) ; -Sensibilité aux ions accompagnateurs ; -Nécessite d'utiliser de fortes quantités de zinc, quand les métaux précieux sont en faible concentration dans la solution d'attaque.
Adsorption sur charbon actif	<ul style="list-style-type: none"> -Pas de nécessité de prétraitement des solutions d'attaque ; -Procédé adapté à des minerais schlammeux et charbonneux ; -Récupération élevé, même avec des solutions diluées. 	<ul style="list-style-type: none"> -Des teneur élevé en argent dans la solution nécessitent de nombreuses étapes ; -Encrassement du charbon et la désorption sont des opérations souvent difficiles -Investissement élevé

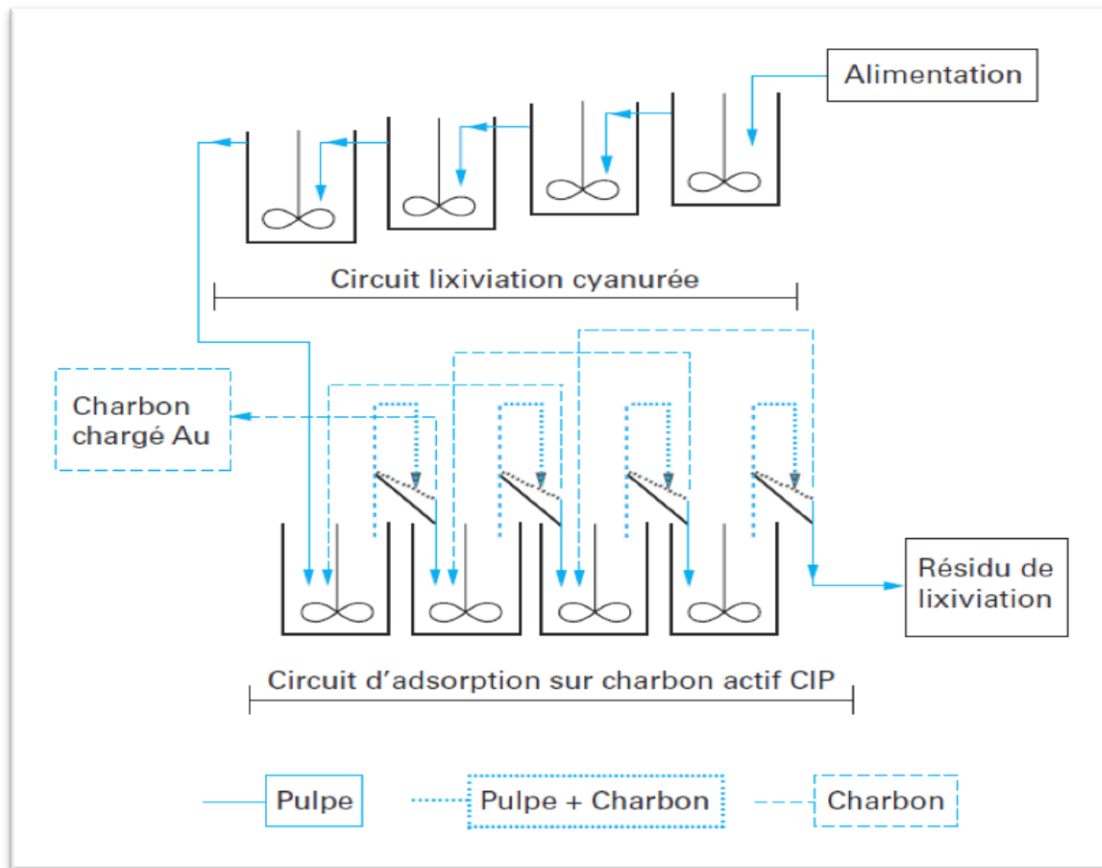


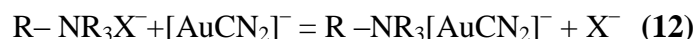
Figure I.7: Schéma simplifié d'un procédé de lixiviation CIP pour les minerais d'or. [5]

Il est théoriquement possible de charger la résine jusqu'à 500 000 g/t à partir de solutions titrant moins de 20 mg/l en or, en présence de complexes cyanurés tels que $[\text{CuCN}_3]^{2-}$, $[\text{ZnCN}_4]^{2-}$, $[\text{NiCN}_4]^{2-}$, $[\text{FeCN}_6]^{4-}$, $[\text{CoCN}_6]^{3-}$. En pratique, la capacité de la résine est de 5 000 à 12 000 g/t d'Or. Le seul obstacle peut provenir des teneurs en chlorures qui empêchent l'élution de l'or. À Golden Jubilee Mine, où un RIP (Resin In Pulpe (figure I.7)) a remplacé le CIL à la suite de quantités élevées de matière organique et d'argiles, la résine est chargée à près de 1 500 g/t pour une concentration de 1 mg/l d'Or.

L'élution de la résine Aurix dure 4 heures et elle est réalisée par une solution de NaOH à 0,5 M à un pH de 10 à 11. Pour une production d'or de 50 000 oz/an (1 oz = 31,1 g), l'utilisation de l'Aurix en pulpe abaisserait de 14 à 18 % les investissements et de 30 % les coûts opératoires, par comparaison avec ceux d'un CIP.

ii. Les résines de type base forte, telles que IRA 400,

Adsorbent l'auro cyanure selon :



Mais elles ne sont pas sélectives, car elles adsorbent aussi l'argent et les métaux de base.

Parmi les résines bases fortes, il faut citer l'Imac HP 55s de Rohm et Hass Co. à matrice de polystyrène avec des groupes triéthylammonium, qui présente l'avantage de ne pas se charger en ions ferrocyanures. L'élution est difficile, car elle nécessite un grand excès du co-ion X⁻ ; elle est très lente et complexe en présence du tricyanocomplexe de cuivre, qui possède une forte affinité pour les résines bases fortes. La technologie Vitrokele emploie une solution concentrée en cyanure (50 à 100 g/l) pour éluer le cuivre, à condition que les résines soient davantage chargées en cuivre qu'en or. Des solutions acides peuvent aussi être utilisées, bien qu'elles présentent l'inconvénient d'un dégagement de HCN. Ainsi, des solutions dethiourée peuvent récupérer le cuivre et l'or, et le cyanure qui peut être recyclé. Les solutions acides oxydantes, telles que les solutions d'acide sulfurique, permettent d'éluer sélectivement Cu et Zn pour des concentrations en H₂SO₄ de 20 à 100 mg/l.

a. Mintek a développé une résine de type base forte échangeuse de l'or, basée sur la guanidine, mais il n'est pas encore signalé d'emploi industriel notable.

b. Enfin, en marge de l'échange d'ion, il existe un adsorbant polymérique non ionique, la résine XAD7, dont les propriétés adsorbantes sont dues à la structure macroréticulaire contenant une phase polymère continue et une phase poreuse. Sa nature aliphatique lui permet d'adsorber des composés non polaires en milieu aqueux et des composés polaires à partir de solvants non polaires.

Elle adsorbe sélectivement l'or associé à des platinoïdes et à des métaux de base en milieu chlorure.

d. Extraction par solvant [5]

À partir de liqueurs cyanurées, la tricaprylméthylamine est un extractant fort de l'or, mais les opérations de réextraction sont complexes. La tricaprylamine, base faible, (Alamine 336 de Henkel) n'offre pas cet inconvénient, mais n'extrait l'or qu'à des pH inférieurs à 8, ce qui représente un danger évident de dégagement de HCN à pH acide. Selon Kordovsky, Henkel a mis au point le LIX 79, qui est un fort extractant de l'auro cyanure, basé sur la fonction guanidine. Il est efficace pour extraire l'or jusqu'à un pH de 11,5. La réextraction s'effectue à pH 14 par une solution molaire de NaOH. D'autres extractants, les séries LIX 7800, ont été récemment mis au point : ce sont des mélanges d'ammoniums quaternaires avec des phénols.

I.5.1.3. Les facteurs influant la cyanuration de l'or [1]

Plusieurs facteurs interviennent dans la réaction de cyanuration de l'or. Étant donné qu'ils sont tous deux essentiels à la réaction, le cyanure et l'oxygène sont les facteurs analysés dans un premier temps. En lien avec les deux premiers facteurs mentionnés, le pH et la température du milieu réactionnel s'ajoutent à l'agitation et à la surface de contact entre les réactifs et l'or, de même que le dinitrate de plomb comme facteurs importants.

i. Réaction générale

L'oxygène et le cyanure sont les réactifs stratégiques pour la mise en solution de l'or. L'oxygène favorise l'oxydation de l'or par réduction de l'eau selon la réaction et l'ion cyanure complexe l'ion or pour donner un aurocyanure stable en solution. La lixiviation en absence d'oxygène ou d'un oxydant n'est pas possible, de même qu'en absence d'une substance pour complexer l'ion d'or. Une concentration de cyanure (CN^-) de 100 mg/L peut être suffisante sous certaines conditions d'oxygénation et être insuffisante dans d'autres conditions. Une analyse complète des phénomènes implique de faire intervenir une discussion sur les étapes de diffusion et de réaction chimique. Cette discussion est simplifiée par l'analyse qualitative, basée sur l'illustration du mécanisme de cyanuration de l'or présenté au (Figure I.8). Un grain d'or plongé dans une solution cyanurée en présence d'oxygène est le site d'une réaction électrochimique qui libère un ion or, qui est immédiatement complexé à la surface. L'oxygène nécessaire à la réaction doit entrer en contact avec le grain d'or pour que la réduction (transfert d'électrons) puisse se produire. Après une période de démarrage, il s'établit à la surface du grain d'or un équilibre entre l'échange d'ions cyanures et d'oxygène contre des aurocyanures et des ions hydroxydes. La vitesse à laquelle progresse la réaction dépend des concentrations de réactifs, produits à la surface du grain d'or, ainsi que de la vitesse de la réaction chimique. Deux phénomènes sont par conséquent stratégiques pour la dissolution de l'or :

- Le transport des réactifs vers les sites réactionnels et des produits vers la solution;
- Les réactions d'oxydo-réduction et de la complexation de l'ion or avec le cyanure.

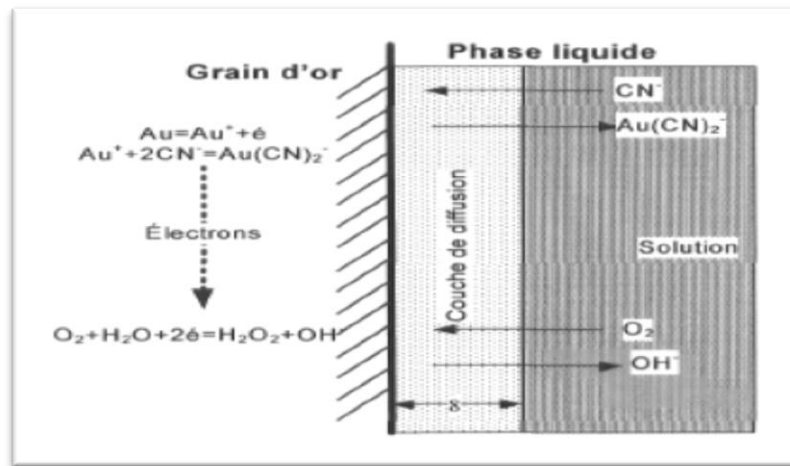


Figure I.8 : Schéma de la diffusion de l'or. [1]

ii. Le cyanure et le pH

Le cyanure est un élément essentiel à la mise en solution de l'or. Il est ajouté sous forme de cyanure de sodium (NaCN). Habituellement, les usines achètent une solution de cyanure pour réduire les risques associés à la préparation de la solution ajoutée dans les équipements du circuit d'extraction. Les cyanures de potassium (KCN) et de calcium ($\text{Ca}(\text{CN})_2$) ont aussi été utilisés comme sources d'ions cyanures, 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.

Lorsque le cyanure de sodium est mis en solution, un équilibre s'établit entre l'ion cyanure (CN^-) et le cyanure d'hydrogène (HCN).



Le cyanure d'hydrogène (HCN) est un gaz toxique qu'il faut éviter de former. C'est le pH qui intervient sur l'équilibre entre les deux composés, HCN et CN^- , selon le diagramme d'équilibre de la figure I.9 ;

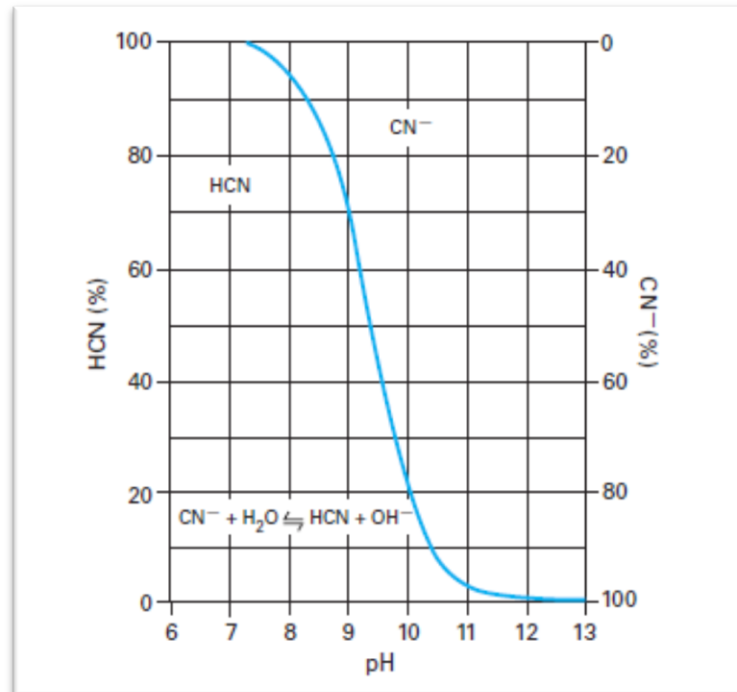
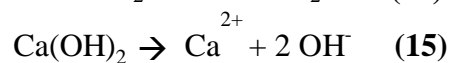


Figure I.9:diagramme d'équilibre entre HCN et CN⁻ selon le PH. [5]

Le contrôle du pH se fait par l'ajout de chaux (CaO). La chaux mise en solution se dissout selon la réaction (14), et la réaction (15) et permet de maintenir un pH alcalin (pH > 10) afin d'avoir un milieu avec le maximum de cyanure.



iii. L'oxygène et la température

La solubilité de l'oxygène est fonction de la température et est montrée à la figure I.10. Le graphique démontre bien que la solubilité de l'oxygène diminue avec l'augmentation de la température. Le choix de la température est le résultat d'un compromis entre la vitesse de réaction, qui augmente avec la température, et la disponibilité de l'oxygène,

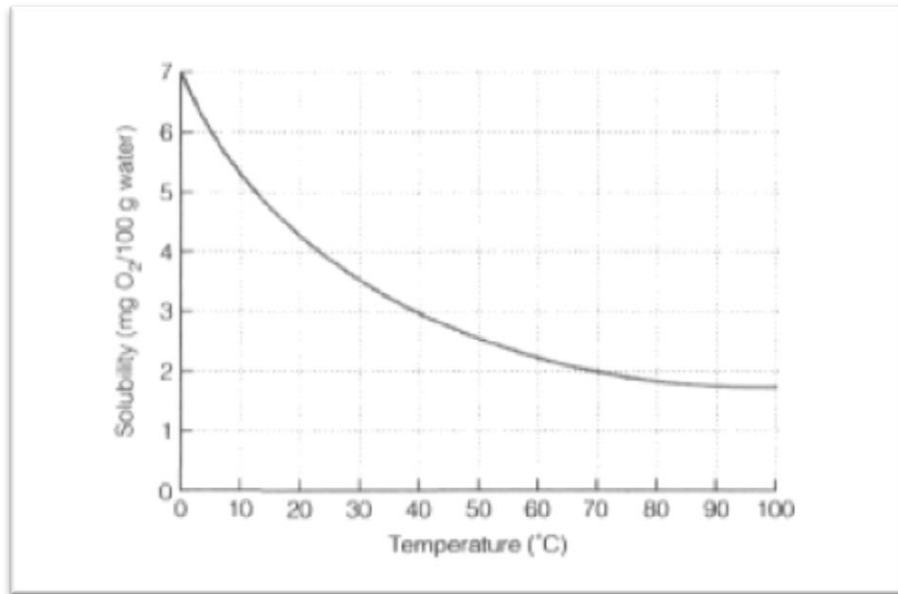


Figure I.10 : Graphe de solubilité de l'oxygène en fonction de la température. [1]

La concentration d'oxygène dans la pulpe de lixiviation est ajustée avec le débit d'air ou d'oxygène injecté dans la pulpe. L'utilisation d'un réacteur de lixiviation sous pression permet aussi d'augmenter la concentration d'oxygène dans la pulpe au-dessus de la ligne de saturation de la figure I.10, mais cette option n'est pas utilisée à l'échelle industrielle, à moins de faire le traitement d'un minerai d'or réfractaire.

L'effet de la concentration d'oxygène sur le rendement or est montré à la figure I.10. Pour les essais avec des concentrations d'oxygène supérieures à 7,5 mg/L, la vitesse de réaction n'est pas augmentée, ce qui permet de déduire que la diffusion de l'oxygène n'est plus, dans de telles conditions, le facteur limitatif de la vitesse de réaction. Ces résultats montrent aussi que le rendement or à un temps infini ne semble pas être affecté par la concentration d'oxygène dans la pulpe.

iv. L'agitation

L'agitation est un facteur important pour la dissolution de l'or. Plusieurs facteurs entrent en considération dans l'agitation. Premièrement, les particules dans la cuve doivent être maintenues en suspension pour éviter la sédimentation et une perte de volume de réaction. Deuxièmement, la dispersion des gaz dans la solution doit être la plus efficace possible pour avoir un maximum d'oxygène en solution. Finalement, le choix des conditions d'agitation doit favoriser un maximum d'échanges par diffusion entre la solution cyanurée et la surface des particules.

Considérant aussi le fait que la réaction implique trois phases : gaz, solides et liquide, l'agitation doit être turbulente. L'analyse de l'effet du mélange sur la vitesse de cyanuration n'est pas documentée en détail.

De façon générale, la vitesse de dissolution augmente avec la vitesse d'agitation ce qui confirme que la composante de diffusion est importante pour la mise en solution de l'or. Pour certaines expériences, un plafond est observé dans la vitesse de mise en solution à 800 rotations par minute (RPM).

v. La surface de contact

La surface de contact entre l'or et les réactifs affecte la vitesse de la réaction et le niveau de mise en solution. La vitesse de mise en solution de l'or est directement proportionnelle à l'augmentation de la surface réactive et inversement proportionnelle à la taille des particules. Ainsi un gramme de poudre d'or passe plus rapidement en solution qu'une pépite d'un gramme. Dans le cas de la lixiviation d'un minerai, la situation est un peu différente puisque la dimension des particules est conditionnée par le broyage. L'objectif du broyage est d'exposer la surface de l'or. L'or, à la surface d'une particule (figure I.11), est certainement aussi réactif qu'une particule d'or libre.

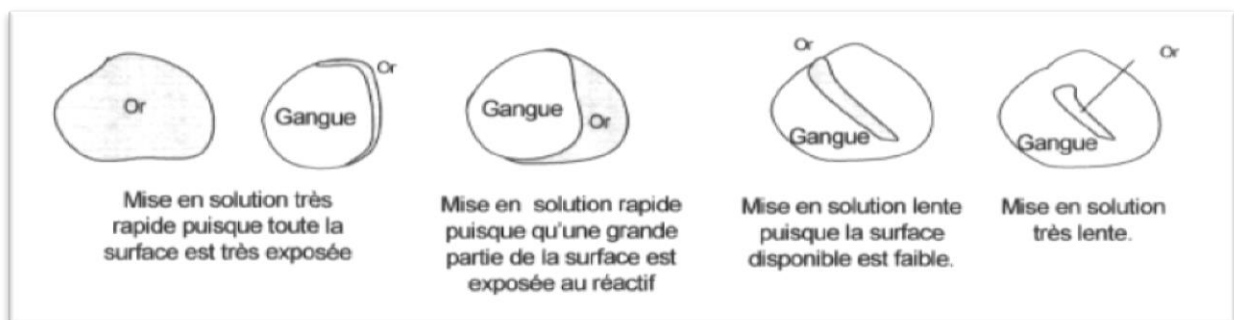


Figure I.11 : Surface de contact et la dimension de particule. [1]

I.5.3. Production du métal [5]

Il s'agit de produire le métal à partir des solutions provenant de l'extraction par charbon actif ou à partir du ciment provenant du procédé Merrill-Crowe, afin d'obtenir un or relativement pur appelé « doré ».

I.5.3.1. Production du métal à partir de la solution d'élution du charbon

Il existe deux procédés de production du métal à partir des solutions d'élution du charbon actif : l'électrolyse directe ou la précipitation sur zinc.

Des colonnes d'extraction reçoivent la solution d'élution cyanurée préalablement chauffée et le charbon chargé en or pour extraire le complexe cyanuré de métaux précieux. On opère dans des colonnes dont la hauteur est 3 à 6 fois le diamètre. Le charbon épuisé est pompé et retourné

vers le circuit d'adsorption. Les quantités d'or adsorbées sont de 5 à 7 kg/t de charbon, mais le charbon peut aussi avoir adsorbé des complexes cyanurés de cuivre, de mercure et de zinc.

Deux classes de procédés d'élution sont utilisées :

a. Procédés Zadra-Heinen [24]

Le procédé Zadra au sens strict met en œuvre une solution titrant 1 NaOH et 0,1 % NaCN, à environ 100 °C sous pression atmosphérique. La durée de l'élution est de l'ordre de 50 à 70 h, pour obtenir un charbon épuisé. Le procédé n'est pas attractif pour de petites installations.

Le procédé Zadra modifié met en œuvre une solution semblable sous une pression de 690 kPa à une température de 148 °C. L'utilisation de la pression diminue considérablement la durée d'élution.

Le procédé Heinen utilise un éluant titrant 1 % NaOH et 20 % en volume d'éthanol, soit à la pression atmosphérique et à 77 °C, soit sous une pression de 240 à 275 kPa. D'autres alcools peuvent être utilisés pour éviter les dangers d'incendie en employant l'éthanol : les glycols sont ininflammables mais les vapeurs d'éthylèneglycol sont nocives, leur limite (50 ppm dans l'air) nécessite une aération efficace de sorte que son emploi a un coût deux fois supérieurs à celui de l'éthanol.

Dans tous les cas, le volume de la solution éluant doit être relativement faible pour des raisons économiques.

b. Le procédé ARRL

Qui opère en 3 étapes. L'or est d'abord élué par HCl à 31 à 33 %, avec un ratio volumique charbon/HCl de 3 %. Ensuite, le charbon est lavé à l'eau à raison de un à deux volumes d'eau par volume de charbon, à 110-120 °C sous 240 à 275 kPa de pression. Après lavage, le charbon est prétraité par une solution à 2 % NaCN et 2 % NaOH, avant d'être recyclé. Sur l'éluat, on opère l'électrolyse directe ou la précipitation au zinc. [9]

i. L'électrolyse directe

Extrait l'or à partir d'un éluat titrant de 150 à 2 000 ppm d'Au. Le rendement de courant approche 100 % pour les liqueurs à 2000 ppm, et tend vers zéro pour quelques dizaines de ppm.

La cathode est constituée d'un métal conducteur, à surface développée, ayant une conductivité élevée et une bonne tenue mécanique. L'anode est généralement en acier inoxydable afin de résister à l'oxydation. Dans certaines dispositions, les parois de la cellule peuvent servir d'anode dans d'autres cas, l'anode est une plaque perforée. Les anodes alternent avec les cathodes.

Dans la cellule Zadra, l'arrangement le plus développé est constitué par une alternance d'anodes en graphite et de cathodes en laine d'acier contenues dans des paniers en polypropylène (figure I.12).

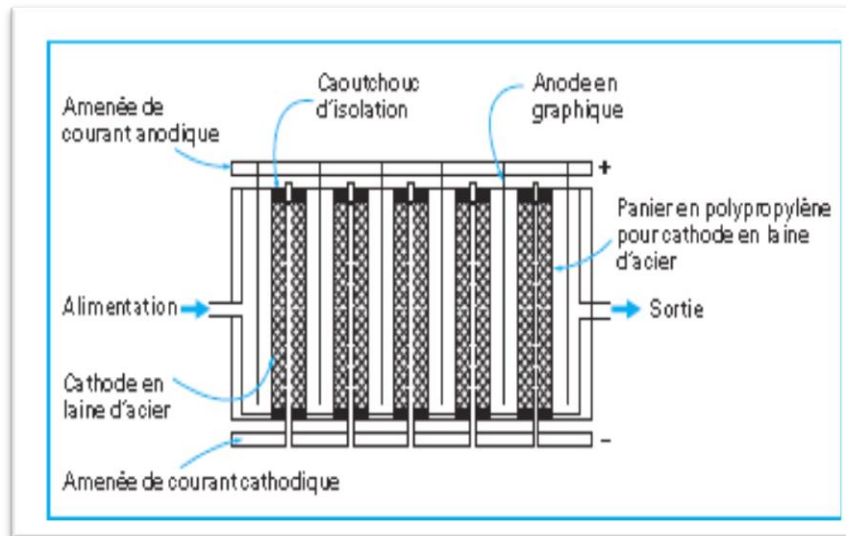


Figure I.12: Coupe schématique de la cellule L'électrolyse zadra. [5]

ii. La précipitation au zinc

N'est pas sélective et on précipite en même temps que l'or les autres métaux, cuivre et mercure en particulier. Le phénomène est semblable à celui du procédé Merrill-Crowe. Cependant, comme la concentration est plus élevée que celle des solutions de lixiviation, l'efficacité de l'extraction peut être très grande.

I.5.3.2. Recyclage du charbon actif [5]

Les charbons fins coûtent moins cher, ont des cinétiques d'adsorption élevée, mais entraînent des pertes par les ultrafines qui partent au fil de l'eau avec de l'or adsorbé. Pour pallier à cet inconvénient, on rince le charbon à l'eau pour déplacer la solution cyanurée résiduelle et les boues, puis on le nettoie par une solution chaude d'acide (HCl ou HNO₃) aux environs de 80 à 90 °C pour enlever les dépôts minéraux. Après ce nettoyage, le charbon est réactivé dans un four vertical ou horizontal, à une température de 600 à 800 °C, sous atmosphère neutre ou légèrement oxydante avec de la vapeur d'eau, pendant 20 min. À la sortie, le charbon est refroidi sous atmosphère inerte. Le traitement thermique doit éviter de former des ultrafines qui entraîneraient des pertes d'or.

I.5.3.3. Fusion des céments, des cathodes et des boues d'électrolyse [5]

Le but de la fusion est d'obtenir un métal doré à partir des céments et des cathodes.

a. Les ciments

Précipités sur le zinc, contiennent de 5 à 75 % de métaux précieux et tous les métaux accompagnateurs (Cu, Pb, Hg, Cd et Ag). Ces métaux de base peuvent être extraits, ainsi que le zinc, lors d'un prétraitement justifié en particulier pour les basses teneurs en métaux précieux.

Pour ce faire, après un lavage à l'eau pour enlever toute trace de cyanure, le ciment est attaqué à l'acide sulfurique pour dissoudre Cu, Cd et Zn. Si le ciment contient du mercure, celui-ci tend à rester dans le résidu de l'attaque sulfurique. Il est alors extrait par chauffage dans une cornue à mercure à 400 °C, pendant plusieurs heures. Il est récupéré par condensation après refroidissement dans un bain d'eau, afin d'éviter les vapeurs de mercure. Avant la fusion, on prépare un fondant à base de nitrate pour oxyder le zinc et les métaux de base du ciment ayant subi ou Non un prétraitement. On obtient une scorie vitreuse de borosilicate.

La composition du mélange fondant est fonction des différents constituants (SiO₂, métaux de base dont Zn). On ajoute de la silice et du borate de soude pour obtenir le borosilicate, et du feldspath (3 % de la charge) pour modifier la viscosité. Le mélange précipité fondant est fondu dans un four chauffé au gaz ou par induction à 1150 °C. On alimente le four progressivement jusqu'à ce qu'il soit plein, on coule la scorie et on continue à alimenter le four jusqu'à ce qu'il soit rempli au tiers par les métaux précieux. La scorie surnageant sur le métal « doré » est alors coulée.

b. Les cathodes et les boues d'électrolyse

Récupérées en fond de cellules peuvent contenir jusqu'à 70 % de métaux précieux. Comme pour les ciments, il existe une méthode de fusion directe et une méthode de prétraitement à l'acide sulfurique suivie par une fusion.

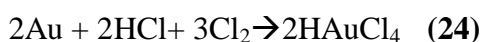
La seule différence avec la fusion des ciments vient de la composition chimique des produits à fondre, qui détermine la composition du fondant et notamment de la teneur en métaux précieux plus élevée en moyenne que celle des ciments habituels.

I.5.4.Raffinage [5]

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.

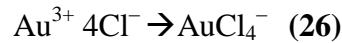
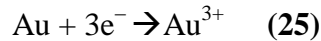
a. L'électroraffinage

Est réalisé à partir d'une solution de chlorure d'or. L'électrolyte peut être préparé en dissolvant l'or par de l'acide chlorhydrique et en présence de chlore gazeux à 70 °C :

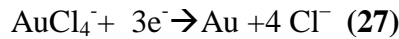


Les principales réactions électrolytiques sont :

- **Anodique**



- **Cathodique**



On opère dans des cellules en céramique. Les anodes sont constituées par le métal à purifier, l'or fin se déposant sur les cathodes en métal pur. La différence de potentiel est de 0,5 à 0,7 V et la densité de courant anodique de l'ordre de 600 A/m². On peut produire de l'or à 999,9/1 000 en masse à partir d'un or métal contenant 1,5 % Ag.

b. Le procédé Miller au chlore

Est certainement le procédé de raffinage de l'or le plus courant. Il est capable de produire techniquement de l'or à 999/1 000 en masse et plus. Il consiste à injecter du chlore à l'aide de tubes en céramique dans le métal impur en fusion. Le chlore attaque successivement les impuretés métalliques et l'argent. Le fer, le plomb et le zinc s'éliminent d'abord sous forme de chlorures volatils qui sont condensés et retraités pour récupérer les traces d'or entraînées. Le cuivre et l'argent donnent des chlorures liquides, qui sont écumés et recueillis pour en extraire l'argent et les traces d'or. La teneur en argent résiduelle doit être inférieure à 0,35 %. L'or affiné, de titre supérieur à 995/1 000 est généralement coulé en barre de 12,5 kg.

Lorsque l'opération est menée sur un alliage dont la composition est voisine de 1/4 d'or et 3/4 d'argent (d'où le terme ancien d'inquartation), on obtient un bon résultat, l'or inattaqué donnant une éponge et non des agrégats fragiles de fines particules, dont la désagrégation causerait des pertes par entraînement.

Il existe aussi une méthode acide qui n'est pas générale : après un premier traitement à l'acide chlorhydrique ayant pour rôle d'éliminer les métaux communs, on opère une attaque à l'acide sulfurique bouillant qui dissout l'argent, lequel est ultérieurement précipité sous forme de chlorure, l'or restant inattaqué.

I.5.5.Extraction de l'or par lixiviation en tas (Heap Leaching)

Il s'agit d'une variante dans l'application de l'extraction de l'or par cyanuration. Cette technique (figure I.13) se heurte à la difficulté d'assurer au tas une bonne porosité donc à la quantité de fines de dimension inférieure à 50 µm dans le minerai broyé. Des phénomènes de ségrégation se produisent dans les tas, les fines se concentrant au centre et les plus gros

fragments sur les pentes les plus faibles et à la base. Il en résulte des phénomènes d'écoulements préférentiels

Aussi l'agglomération, appelée bouletage, permet-elle avoir un matériau plus uniforme et poreux. La construction des tas et le mode d'arrosage par la solution cyanurée conditionnent aussi pour leur part la récupération de l'or.

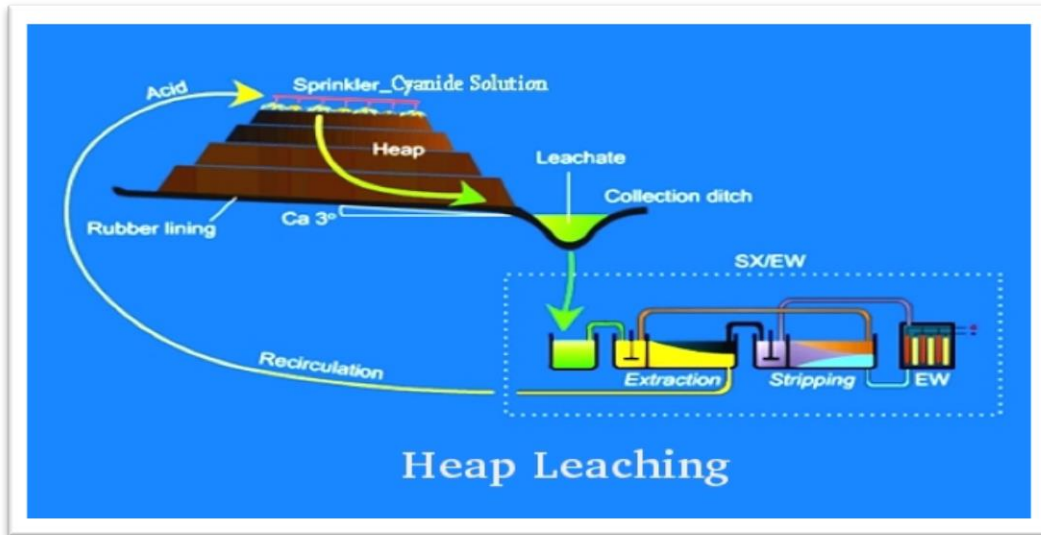


Figure I.13 : Schéma de lixiviation en tas. [5]

I.5.5.1. Bouletage

Pour agglomérer les minerais, on emploie du ciment ou des cendres volantes des centrales thermiques, que l'on mélange avec le minerai d'or. Les quantités de liant sont variables et fonction de la granulométrie du matériau à agglomérer. Ainsi, les minerais concassés aux environs de 20 à 10 mm sont agglomérés avec des quantités de ciment Portland de 2,5 à 5 kg/t sèche de minerai et 8 à 15 % d'eau ou de solution cyanurée. Pour les minerais finement broyés comme les rejets provenant d'exploitations anciennes, on emploie des quantités de ciment et de chaux mélangées à raison de 5 à 7,5 kg/t sèche pour chacun des deux liants. Dans certains cas où les produits sont très fins (90 % en masse inférieurs à 70 μm), les quantités de ciment sont de l'ordre de 17,5 kg/t, avec une quantité d'eau de 12 à 15 % en masse.

Les appareils utilisés pour le bouletage sont classiques :

a. agglomérateurs à bande

Qui sont des convoyeurs fortement pentés afin de faire rouler les grains sur la bande en sens contraire de son avancement. Ils conviennent à des matériaux concassés contenant de très faibles quantités de matériaux fins, et pour des débits compris entre 500 et 3 000 t/h.

b. agglomérateurs à tambour

Dans lesquels le matériau en tombant et en roulant s'agglomère en boulettes, qui grossissent au fur et à mesure qu'elles cheminent vers la sortie du tambour. La relation diamètre/tonnage est quasiment linéaire : 1,8 m pour 150 t/h, 2,5 m pour 300 t/h, 3,8m pour 600 t/h. La pente de l'axe du tambour est de 7° et le rapport L/D est compris entre 2 et 4.

c. agglomérateurs à disque

Qui sont constitués d'un disque ou « soucoupe » incliné. Suivant l'endroit où l'on asperge la matière, on obtient soit des grosses boulettes, soit des petites. Un débit de 100 t/h nécessite un disque d'environ 3,6 m de diamètre et un débit de 300 t/h un disque de 6 m de diamètre. Les agglomérateurs à disque produisent des boulettes très résistantes.

I.5.5.2 Construction des tas

Les méthodes de construction des tas et le mode de collecte des solutions percolantes ont un effet sur la récupération de l'or. À de bonnes caractéristiques de perméabilité, non seulement à la solution mais à l'oxygène, il faut ajouter un drainage efficace pour que la solution vienne en contact avec le plus de matériau possible. La construction est réalisée soit par une mise en place des matériaux et des boulettes à lixivier par convoyeurs ou « stackers », soit par décharge à partir de camions et répartition des chargements au bulldozer, soit par chargeuse, etc. La surface sur laquelle se déplacent les engins de transport doit être minimale et remaniée après le passage des engins.

Le tas est construit sur un terrain légèrement en pente après étude géotechnique du sol et du minerai. Le revêtement du sol peut être constitué par de l'argile compactée, par du sol amendé ou par des géomembranes. Il existe différents revêtements :

- a.** simple revêtement : argile ou ciment ou géomembrane ou asphalte ou ciment asphaltique ;
- b.** double revêtement : argile-géomembrane, argile-drain-géomembrane.

I.5.5.3. Arrosage des tas

Il existe plusieurs méthodes pour assurer un contact maximal entre le minerai et la solution cyanurée. L'ennoyage du tas est très rarement utilisé, à cause des pertes par évaporation et des risques de déstabilisation mécanique du tas. On peut réaliser l'injection de la solution lixivante par des tubes (wigglers), introduits directement dans le tas, ou la distribution de la solution à la partie superficielle du tas à partir de tubes en plastique percés de petits trous tous les 5 cm. Dans ces modes de distribution, les gouttes de liquide adoptent des trajets tortueux car, la pression de départ (100 à 140 kPa) diminuant, elles se déplacent à très faible vitesse dans le tas. Les flexibles et les émetteurs de solution peuvent être disposés à la surface du tas ou enterrés pour éviter le gel, autant que les pertes par évaporation et la dégradation du cyanure par les rayons UV.

I.5.6.Extraction de l'or par lixiviation en fosse (Vat Leaching)

Comme pour la lixiviation en tas, le minerai doit être aggloméré. Ce système constitue une alternative à la lixiviation en tas dans des régions désertiques ou semi-désertiques, où les ressources en eau sont faibles et l'évaporation intense. Il présente aussi l'avantage d'une implantation plus restreinte que celle de la lixiviation en tas, même si l'épandage des résidus ne peut être évité. Cependant son désavantage vient d'investissements et de coûts opératoires plus élevés.

Les fosses ont des dimensions de l'ordre de 20 à 50 m de côté et une profondeur d'environ 4 à 6 m. Elles sont disposées l'une à côté de l'autre, et sont construites en béton recouvert d'un revêtement. Le fond est constitué par un milieu filtrant protégé par des madriers. Le chargement et le déchargement s'effectuent par une grue sur portique, et les solutions de lixiviation circulent d'une cuve à l'autre, simulant une percolation à contre-courant.

a. Le procédé Ecovat

Permet un fonctionnement continu (figure I.14). La fosse, de forme rectangulaire, est alimentée soit par injection d'un mélange minerai-solution sous forme de pulpe à sa base, soit par convoyeur quand le minerai est sec.

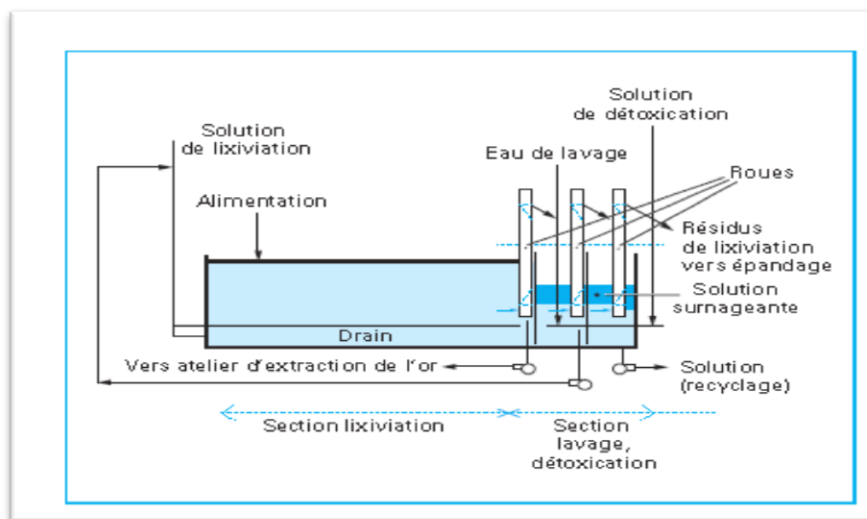


Figure I.14: Schéma simplifié du système ecovat de lixiviation continue en cuve (Vat Leaching). [5]

L'alimentation a lieu à une extrémité de la fosse. À l'opposé, le matériau lixivié est extrait par un système de roues verticales, dont la faible vitesse de rotation (2 tr/min) permet à la pulpe de s'égoutter. Ainsi, les solides ne contiennent que 5 à 15 % d'humidité quand ils sont évacués dans le compartiment de lavage. Dans le fond de la fosse, un drain assure l'évacuation de la solution cyanurée, qui est recyclée en partie ou envoyée à l'usine d'extraction du métal. Une section de détoxication des stériles est prévue après l'étape de lavage. Ce dispositif permet de

traiter des minerais concassés à 1 mm et contenant même des schlamms. Il convient bien pour la lixiviation des chapeaux de fer contenant de l'or. Le temps de séjour est de l'ordre de 48 h. La capacité des cuves de lixiviation est très variable en général, de l'ordre de 150 à 500 t, exceptionnellement de plusieurs milliers de tonnes, pour une installation travaillant en discontinu. De l'oxygène peut être injecté dans le minerai.

I.5.7. Emploi d'additifs

Les surfactants ont été au départ utilisés dans l'hydrométallurgie du cuivre afin de faciliter le contact entre la solution lixiviante acide et le minerai en tas. Il en est de même avec les solutions basiques cyanurées pour les minerais d'or, auxquelles on ajoute à raison de quelques dizaines de ppm un agent mouillant tel que des alkylalkoxylates fluorés. Il en résulte une chute de la tension superficielle, favorisant le mouillage et la pénétration de la solution, notamment dans le cas de minerais d'or argileux. La cinétique et le rendement de la mise en solution sont améliorés.

I.6. Critère de choix et sélection d'un procédé [4]

De nombreuses données doivent être prises en considération dans la sélection d'un procédé. Ces données concernent le gisement, le minerai, les résultats des essais préliminaires, les conditions locales,

Parmi les principaux facteurs intervenant, on peut citer :

I.6.1. Le gisement

Le couple tonnage de minerai /teneur en or donne au départ une indication sur la quantité d'or à récupérer et oriente le projet vers un procédé classique complet ou vers un procédé à faible coût comme la cyanuration en tas.

La nature de l'exploitation minière (mine souterraine ou à ciel ouvert) est aussi une donnée à prendre en considération, ainsi que la présence d'un ou plusieurs facies de minerais (zone superficielle oxydée, zone cimentée, zone non altérée.....).

I.6.2. la minéralogie (composition et texture)

La connaissance de la minéralogie du minerai permet de prévoir si le minerai étudié aura un comportement simple ou complexe.

L'identification des difficultés potentielles permet d'orienter le programme d'essais en conséquence.

I.6.3. Nature de la gangue

La présence de certains éléments (carbone, argile ...ect, la granulométrie du minerai, la porosité des fragments, etc...), sont des informations utiles qui orientent le choix vers certains procédés de traitement ou de prétraitement.

I.6.4.Réponse du minerai aux essais de laboratoire

Bien évidemment, le comportement du minerai lors des essais est une donnée essentielle.

Les résultats des essais confirment les premiers choix de procédés ou les orientent différemment.

I.6.5.Condition locales

De multiples facteurs peuvent intervenir :

- quantité d'eau disponible ;
- éloignement du gisement ;
- qualité de la main-d'œuvre ;
- moyens d'accès ;
- présence de gisement d'or en exploitation à proximité ;
- climat ;
- topographie.

I.6.6.Conditions économiques

- prix de l'or ;
- Rythme d'exploitation, durée du gisement.
- cout de réactifs rendus sur place.

Dans la sélection d'un procédé, une succession d'alternatives se présente a chaque étape du développement du projet.

I.7.Conclusion

Ce tour d'horizon des minerais d'or et de leurs traitement met ne évidence les tendances générales et les particularistes de ce domaine de la minéralurgie. La minéralurgie des minerais d'or est en fait en pleine évolution, notamment au niveau de la mine au point de solvants nouveaux de l'or qui fait actuellement l'objet de nombreuses recherches.

La particularité du traitement des minerais d'or ne réside pas tant dans l'utilisation de certaines techniques spécifiques (bien que ce soit le cas de quelques-unes : adsorption sur charbon par exemple) que dans la diversité de leur présentations et de leur association minérales et dans la faiblesse de leur teneur. L'exploitation de l'or est une activité qui ne peut être qualifiée de durable puisqu'elle consiste en l'extraction d'une ressource géologique qui ne se renouvelle pas à l'échelle humaine du temps.

CHAPITRE II

LE GISEMENT AURIFERE D'AMESMESSA ET LE TRAITEMENT CIL

II.1.Introduction

Les travaux de recherche au Hoggar ont abouti à la découverte de nombreuses minéralisations à intérêt économique. Elles sont représentées essentiellement par l'Or, l'Uranium, l'Étain et le Tungstène.

Le Hoggar occidental renferme de nombreux gîtes aurifères actuellement en exploitation à Tirek et Amesmesssa. Parmi lesquels on trouve le gisement d'Amesmesssa (460Km SW à Tamanrasset). Le gisement aurifère d'Amesmesssa est classé le plus grand dans la région du Hoggar, plutôt en Algérie [25].

À l'heure actuelle, la mine d'Amesmesssa représente l'unique gisement aurifère en exploitation en Algérie. Son exploitation se fait par l'ENOR. [26]

Le CIL (carbone en lixiviation) circuit est une étape intermédiaire dans la production d'or.

Le procédé consiste à dissoudre les particules d'or dans une solution en utilisant un procédé connu sous le nom cyanuration.

II.2.Présentation de l'ENOR [26]

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.

Ces deux gisements sont situés au Hoggar, à environ 400 km au sud – ouest de Tamanrasset. Administrativement ils sont localisés sur le territoire de la commune de Tin Zaouatine, wilaya de Tamanrasset.

Les voies d'accès à ces deux gisements passent à partir de la ville de Tamanrasset, en empruntant la piste praticable se dirigeant vers Bordj Baji Mokhtar.

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, ce qui rendait le projet encore plus attractive pour les investisseurs et bailleurs de fonds.

Le lancement du projet d'exploitation de la mine de Tirek en 1998 a permis à l'ENOR de

réaliser la première production d'or en Algérie avec le démarrage de l'usine de traitement au mois de juillet 2001. En janvier 2008 : Entrée en production de l'usine d'Amesmessa.

II.3. Cadre Géographique [27]

La zone d'étude « Tirek-Amesmessa » est située dans la partie méridionale du Sahara algérien ; à 2600 km au Sud d'Alger à 500 km au Sud-ouest de Tamanrasset et à environ 150 km au Nord de la frontière malienne. Administrativement ils sont localisés dans la commune de Tin Zaouatine w de Tamanrasset (figure II.1).

Les deux gisements sont distants 60 km, de coordonnées Lambert suivantes :

- Amesmessa : 20°55'30''-21°03' latitude N et 2°28'-2°31'25''-longitude E.
- Tirek : 21°26'-21°29' latitude N et 2°30'-2°32' longitude E.

Le relief de région du gisement et de ses environs est représenté par un plateau désertique faiblement accidenté. Les altitudes maximales atteignent rarement 550-600 m, les dénivelés relatifs de 5-10 m à 30-50 m.

L'absence de végétation, favorise l'étude des affleurements et des vents de sable saisonniers sont à signaler. Cependant la présence de recouvrement de dépôt meubles surtout éoliens peut parfois empêcher les observations géologiques.

Le climat de la région est désertique et sec à nettement continental, la pluviométrie annuelle moyenne est de 5 à 10 mm avec des averses exceptionnelles tous les 10 à 15 ans.

• Elle constitue pour les touaregs nomades une zone d'approvisionnement en eau avec des puits « Tirek-Amesmessa ». du point de vue économique la région est faiblement développée. Elle ne dispose ni d'infrastructures socio-économiques publiques ni de sources d'énergie ni de gisements de matériaux de construction, mise à part les installations et infrastructures de l'ENOR.

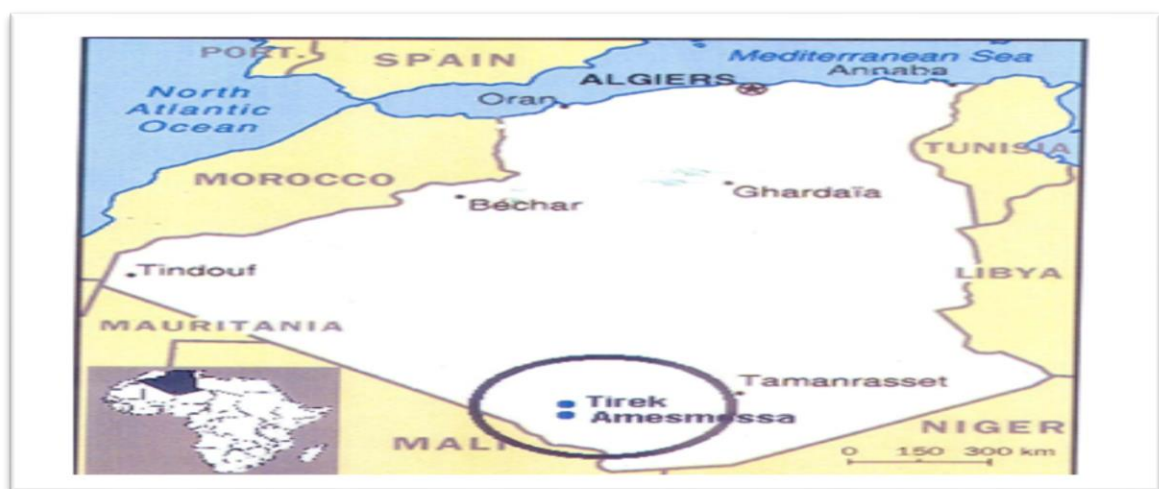


Figure II.1: Situation géographique de la mine à ciel ouvert (Amesmessa). [27]

II.4.Cadre géologique [25]

II.4.1.Géologie Régionale

Le Hoggar est situé en Algérie. Avec ces 550 000 km² de superficie, il est le plus important constituant du bouclier touareg. Il se prolonge, au sud-ouest, au Mali, par le Massif des Iforas, et à l'Est, au Niger, par le Massif de l'Aïr.

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

Les gisements se situent dans le Hoggar occidental (figure II.2). La région des gisements 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 :

A l'Ouest se trouve le bloc d'In-Ouzzal constitué de roches de l'Archéen représentées 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 granodiorites.

La faille limitant ces deux blocs est représentée par une zone de mylonites injectée de petits massifs de gabbros, large de 2 à 3 km et s'étendant sur 200 km. La minéralisation aurifère se localise dans les filons de quartz qui se disposent en au sein de cette zone. On constate aussi qu'il existe d'autres indices entre Amesmessa et Tirek, y ont été mis en évidence : In-Allarène, Dereg, Timeg etc.

La région des gisements aurifères est située dans la partie sud-ouest du bouclier Touareg (Ahaggar) d'âge Précambrien (Archéen) recouvert en discordance par les formations du Paléozoïque inférieur à moyen. Cette région est constituée de deux domaines structuraux distincts. Ces deux domaines sont séparés par une faille majeure (shear zone) de direction subméridienne et qui est constituée par des ultra mylonites qui forment une bande large de 2 à 3 km. Ces mylonites contrôlent la mise en place de petits massifs de gabbros. Tout le long

de cette zone de mylonites, un grand nombre d'indices d'or a été mis en évidence, dont plusieurs ont une importance économique : Amesmessa, Tirek, In Allarène, Derreg et Timeg.

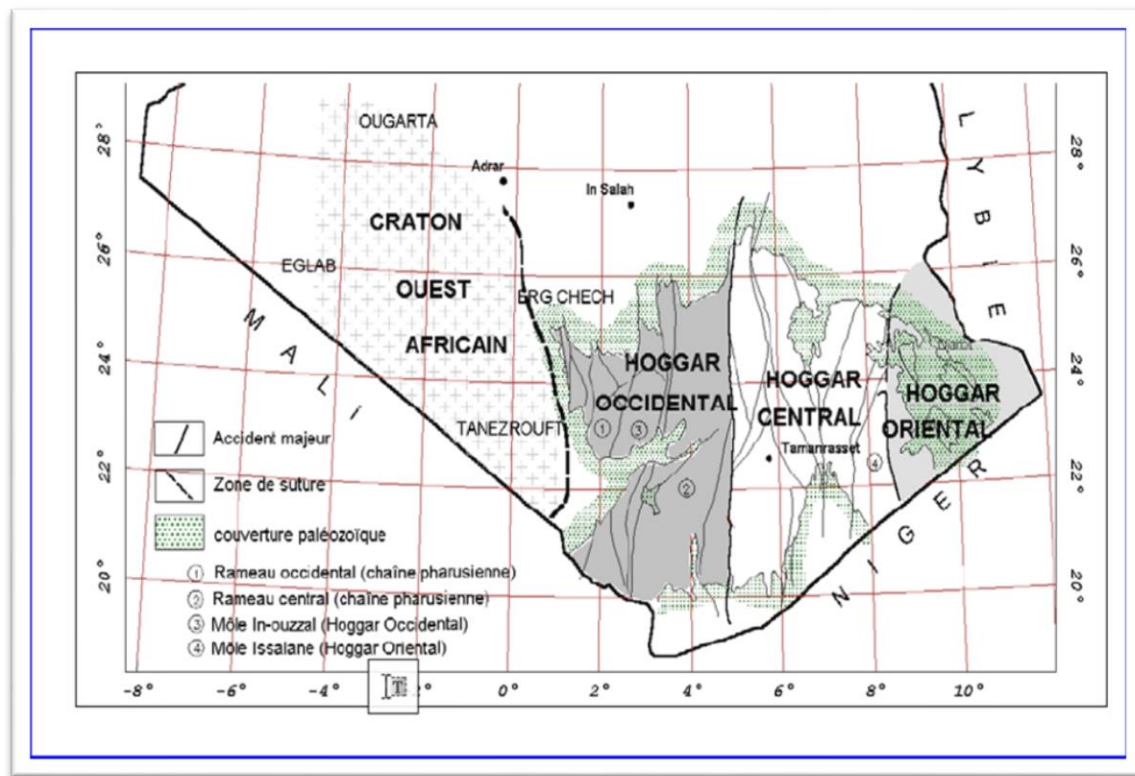


Figure II.2: Carte de la division classique de Hoggar. [25]

II.5. Géologie locale [28,29]

II.5.1. Géologie du môle d'In Ouzzal

Le môle In Ouzzal est situé au centre de Hoggar occidental, le terrain de l'In Ouzzal est un bloc allongé de direction Nord-Sud s'étendant sur une longueur de plus de 400 Km, large de 80 Km au nord et s'amincissant au Sud dans la région d'Amesmessa jusqu'à disparaître pour être relayé par l'Adrar des Iforas au Mali.

Il est limité à l'Est et à l'Ouest par des zones de cisaillement dont les derniers mouvements respectivement dextre et senestre, ont été acquis vers la fin de l'événement tectono-métamorphique panafricain. Ces mouvements sont compatibles avec la remontée du môle In Ouzzal vers le Nord au cours de cette période.

II.5.2. Place d'Amesmessa dans la géologie d'In Ouzzal

La région d'étude Amesmessa, se situe à environ 480 Km au Sud-ouest de Tamanrasset, près de la frontière algero-malienne, à environ une centaine de kilomètres au Nord-Est de Timiaouine (Latitude : 21° 03' N et Longitude : 2° 29' E) Elle longe la bordure de la zone de cisaillement Est ouzzalienne. La découverte d'un gisement aurifère d'une potentialité mondiale, a

fait d'Amesmessa, l'Objet de grands travaux miniers. Des différences lithologiques par rapport à l'In Ouzzal Nord sont à noter :

- 1- une rareté des granulites Al-Mg et Al-Fe ;
- 2- une absence de carbonatites mais présence de syénites ;
- 3- les formations basiques et ultrabasiques se présentent sous forme de complexes lites boudines.

Au niveau de la mine d'or d'Amesmessa, les alentours occidentaux immédiats sont constitués par un matériel para dérive constituée de marbres à olivine-spinelle ou des textures réactionnelles sont visibles à l'œil nu, de granulites Al-Mg à grenat-quartz-sillimanite-orthopyroxène-saphirine-cordiérite, de granulites Al-Fe à grenat-sillimanite-quartz gedrite-orthopyroxène-cordiérite, de formations ferrifères litées, dans lesquelles on peut observer, par exemple, de la pigeonite inversée dans un assemblage à grenat, quartz, orthopyroxène, clinopyroxène, magnétite, ilménite ou de la magnétite exsolvant de l'ilménite, du spinelle et de corindon. Ce matériel paradériverive est intimement associé à des formations orthodériverives basiques et ultrabasique correspondant à un complexe tholéitique lite. Tous ces lithologies renferment des minéralogies témoins d'un métamorphisme de très haute température; elles occupent des synformes au sein de grands espaces d'ortho) gneiss souvent migmatiques ou foliés, qui peuvent constituer des reliefs importants.

II.5.3. Géologie du gisement d'Amesmessa

Le territoire du gisement est formé de roches métamorphiques et ultra-métamorphiques de la série IN-OUZZAL et du protérozoïque de la série d'ARECHOUM recoupé par des dykes et des petites intrusions d'âges et de compositions différentes.

Les roches métamorphiques archéennes : Ces roches forment la partie ouest du gisement. Elles sont représentées par des méta-gabbros-amphibolites et des proxénètes. Ces roches sont granitisées à différent degré passant parfois à des méso et leuco-gneiss.

Les formations protérozoïques inférieure : sont représentées par la série d'ARRECHOUM qui affleure à l'est du gisement. Dans les limites du gisement, elle est essentiellement constituée par des gneiss leucocrate et des granito-gneiss au milieu desquelles apparaissent rarement de minces inter lits d'amphibolites (figure II.3).

i. La faille IN OUZZAL :

Elle passe dans la partie centrale du gisement ou elle est matérialisée sur le terrain par une bande mylonitique de 0,2 à 2km de large, elle est constituée par des différents mylonites.

La tectonique cassante a joué un rôle très important dans la mise en place de la minéralisation aurifère le long de la faille d'IN OUZZAL Est dont la partie centrale est marquée

par des dykes ainsi que des zones de broyage, de chlorotisation ; de feldspatisation, d'épidotisation de silicification.

ii. A Amesmesssa

La minéralisation est localisée dans les fractures de cisaillements, parallèles à la faille principale (2°30'). Les fractures de ce type localisent les filons de quartz et les zones quartzeuses.

Les fractures les moins favorables à l'ouverture sont représentées par les zones mylonitisées, broyées et schistifiées.

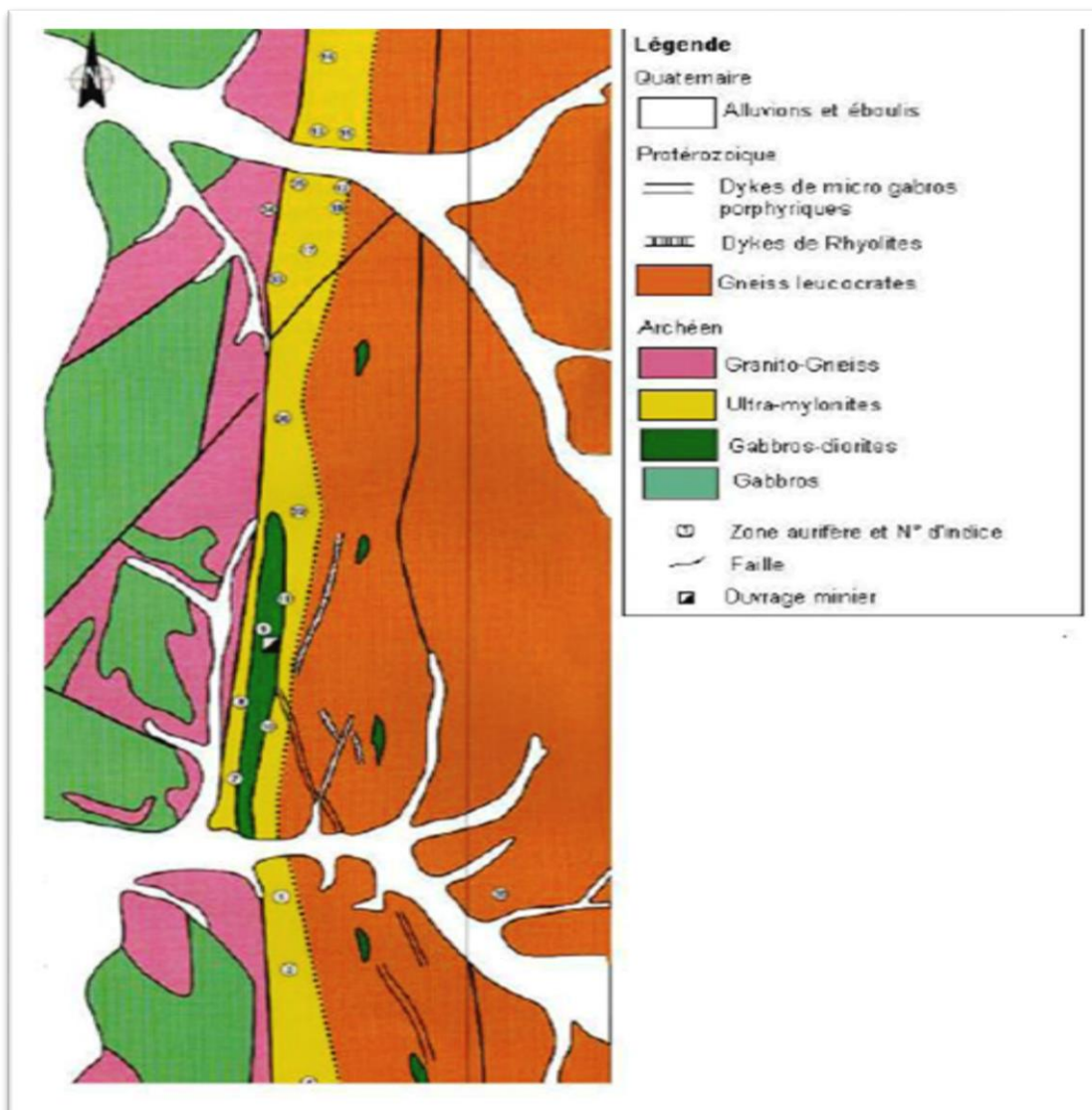


Figure II.3: Carte et coupe géologiques d'Amesmesssa (ORGM, 1993). [28]

II.6. Formation de gisement [30]

La formation des minéralisations aurifères le long de la faille d'IN-OUZZAL 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-OUZZAL.

L'étude de la composition de la minéralisation, de la paragenèse 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 supergène dont le résultat fut la mise en place des différentes paragenèses.

De part sa composition minéralogique le gisement d'Amesmesssa 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 plaçant pour cette hypothèse sont les suivants : or fin, altération hydrothermale de moyenne température des roches encaissantes (sérinitisation, feldspathisation), associations paragenétiques des différents minéraux métalliques (pyrite, chalcopyrite, 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'Amesmesssa ainsi que d'autres indices situés le long de la faille IN OUZZAL Est avec des corps de gabbros qui ont certainement servi de source aux solutions hydrothermale.

II.7. Caractéristiques des zones aurifères d'Amesmesssa [30]

II.7.1 Présentations des zones filoniennes

Sur le territoire du gisement l'ORGM a mis en évidence 50 zones filoniennes, dont 36 furent l'objet des travaux plus au moins détaillés (ORGM, 1993).

Le gisement, dont l'extension N-S est de 13km, est divisé en trois secteurs: centre, nord et sud (Figure II.4).

II.7.1.1. Le secteur Centre

Il est constitué par les zones 7, 8, 9, 10, 11 qui sont les plus importantes, du point de vue économique. Elles sont aussi les mieux étudiées jusqu'à ce jour. Les zones 7, 8, 9 sont continuées du nord au sud sur près de 3 km. La largeur des zones varie de 1-2m à 25-30m. Les zones 8 et 9 sont celles qui possèdent les plus grandes extensions horizontale et verticale (jusqu'à 440m de profondeur) pour une teneur moyenne de 34,7 g/t et une puissance du corps minéralisé de 1,13m.

II.7.1.2. Le secteur Nord

Il est situé à environ 3 km au nord du précédent. Il est constitué par les zones 12, 17, 18 situées au nord de l'oued Tamesguida et les zones 13, 15, 16, situées au sud de cet oued.

Ce secteur représente 19,2 % des réserves total du gisement sur 3 km de longueur. Il est représenté par deux systèmes des zones: à l'ouest les zones 13, 16, 17,18 et à l'Est les zones 12 et 15.

A ce même secteur sont rattachées les zones 33, 34, et 35 situées le long de bordure occidentale de la faille In Ouzzal-Est. Au sud de la zone 17 et en direction du secteur central sont situées les zones 36 et 32(figure II.4).

II.7.1.3.Secteur Sud

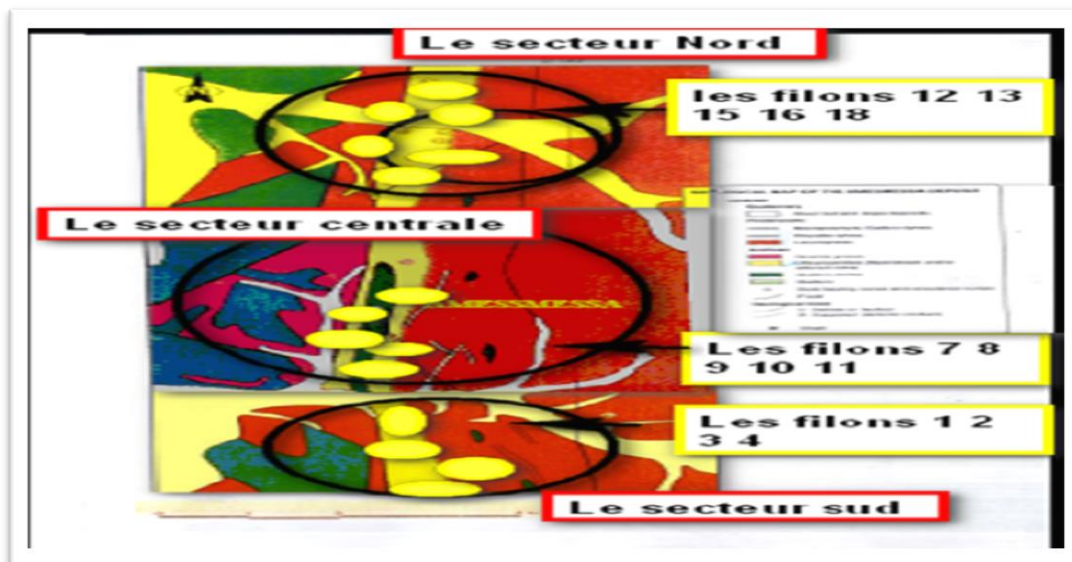
Il est séparé du secteur Nord uniquement par des dépôts meubles (figure II.4). A ce secteur sont rattachées les zones 1, 2, 3,4, dont la longueur est de 2 km. Les réserves de ce secteur représentent 6,4% de la réserve totale.

En profondeur, n'a été étudiée que la zone 1, où la minéralisation a été suivie jusqu'à -120 m de profondeur avec une teneur : 34,8 g/t et 1,29 m de puissance.

II.7.1.4.Le secteur Est

Il est situé à l'Est de la zone 9 et constitué par les zones 19 et 29. A ce secteur est rattachée la zone 30 qui est localisée au nord de l'Oued Amesmesssa et à l'est de la zone 7 (figure II.4).

Cette zone dont les filons sont en majorité orientés E-W est pratiquement stérile.



FigureII.4: Les différents secteurs. [30]

II.8.Morphologie du gisement [31]

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

- Filon seul (où il est bien délimité).
- Filons avec des salbandes aurifères.
- Séries de filons disposés en échelon (zones filoniennes).

➤ Systèmes de petits filonnets (2-3cm).

➤ Roches altérées (béisites provient par l'altération hydrothermale sous l'effet des fluides chauds) avec de minces veinules de quartz qui porte la minéralisation aurifère.

La complexité du corps minéralisé s'observe aussi bien en direction qu'en pendage, avec des biseautements très fréquents et des passages progressifs des zones silicifiées.

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 20,2g/t, en moyenne 10-20g/t. Dans les zones d'altération hydrothermale sont inférieurs, généralement entre 2 et 10g/t.

L'extension Nord –Sud du gisement est de 13 Km. Le gisement est subdivisé en trois parties : Nord, Centrale et Sud (Tableau II.1).

Tableau II.1: Les filons de quartz majeurs. [31]

Zones	Filons de Quartz majeurs
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 et 9 et 7 constituent à l'heure actuelle les principales carrières de l'exploitation minière.

II.9.La technologie de processus de CIL [32]

Le minerai qui est broyé et concentré est produit au moyen de circuits de flottation et gravité classiques. Les résidus de flottation contenant l'or qui n'est pas fondue est versée dans une cascade de moules où l'or est séparé du laitier en tant que lingots d'or.

Le processus de CIL (Figure II.5) utilise la technologie sûre et fiable et offre la flexibilité sur l'analyse des matières premières. Il nécessite peu d'inventaire de métaux précieux. En outre, il assure court temps de traitement et les coûts d'exploitation faibles.



Figure II.5: Le circuit CIL. [32]

II.9.1. Les principales caractéristiques du système de CIL

II.9.1.1. Réservoirs CIL

Le circuit de lixiviation comprend huit cuves en acier inoxydable en une série, située à l'extérieur. Chaque réservoir est équipé d'un agitateur. Le réservoir premier est un réservoir de lixiviation pur et les sept réservoirs sont CIL. La boue de résidus de flottation est pompée vers le réservoir premier via un dégrilleur. Le cyanure de sodium, du lait de chaux et l'air sont ajoutés dans les réservoirs. Les boues de réservoir traité par la gravité et l'or est lixivié dans la solution par du cyanure et de l'oxygène. La chaux est ajoutée au circuit de lixiviation pour maintenir une valeur élevée de pH de boue. Cela permet de minimiser la formation de cyanure d'hydrogène.

II.9.1.2. Adsorption carbone

L'or solubilisé est adsorbé sur des granules grossiers de charbon actif dans les réservoirs en même temps que les boues du premier réservoir au dernier réservoir. Le carbonée est retenue dans les réservoirs à l'aide cylindrique, balayé mécaniquement écrans des inter-étages, qui sont submergé dans la pulpe. L'ouverture des écrans inter-étages permet la pulpe lessivée de traverser par la gravité. Le charbon actif est avancé à contre-courant de boue par le pompage d'une partie de boue en amont avec des trafics aériens. Un haut degré de l'or dans le carbonée et une récupération de l'or élevés sont obtenus par l'adsorption fractionné et un contre-courant de flux.

Donc le carbone dans le premier réservoir de CIL contient le plus haut niveau de l'or.

II.9.1.3. L'élution de carbone

Le charbon chargé du premier réservoir CIL est transféré par une pompe à boue à l'écran de carbone chargé. La boue est filtrée, les carbones surdimensionnés sont lavés et gravités dans la colonne d'élution vertical. Ici, le carbone est lavé avec de l'acide chlorhydrique dilué pour éliminer les sels solubles de l'instance. Le charbon est ensuite rincé à l'eau pour éliminer l'acide avant d'être trempé avec une solution caustique de cyanure de sodium à température élevée. Un certain nombre de volumes de lit d'eau chaude est ensuite pompée à travers le lit de carbone pour éluer de l'or. L'éluant contenant de l'or est récupéré dans le réservoir d'électrolyte.

II.9.1.4.Régénération Carbone

L'or non seulement est adsorbé sur le carbone activé, mais aussi un certain nombre de composants organiques, tels que les huiles et les réactifs de flottation, sont accumulés à l'intérieur de la structure poreuse du carbone, bloquant la surface active. Une grande partie de l'espèce organique reste à la surface après le processus d'élution. Le carbone perd également l'activité au cours de l'adsorption de l'or et d'autres espèces. Afin de restaurer la surface active et permettre la réutilisation de carbone dans le circuit de CIL, il subit une régénération thermique. Cela se fait dans un four chauffé au gaz horizontal à 650°, sous une atmosphère de vapeur.

II.9.1.5.L'électrolytique

La solution riche en or de la procédure d'élution, l'électrolyte est mis en circulation à travers trois cellules d'extraction électrolytique en parallèle pendant une période de 16-24 heures.

L'or et d'autres métaux sont précipités sur des cathodes en laine d'acier, qui sont immergées dans l'électrolyte circulant. À l'anode, l'oxygène est formé et la dégradation de cyanure se produit. L'électrolyte stérile est pompée vers le processus de récupération de l'or résiduel et de récupérer le cyanure et de l'hydroxyde de sodium.

II.9.1.6.Calcination et fusion

Les cathodes de laine d'acier chargé sont transférées à un four de calcination à chauffage électrique. Le fer et des métaux de base sont oxydés par l'air à environ 750°. Le produit calciné obtenu est fondu ensemble dans un four chauffé au gaz. Enfin, la masse fondue est versée dans des moules en cascade où l'or est séparé des scories comme lingots dorés. Les impuretés oxydées sont présents dans des scories, qui aplanir sur l'or fondu. La teneur en or dans les produits finaux dépend principalement du ratio de l'or et l'argent dans la calcine. L'argent suit l'or à travers le processus.

II.9.1.7.Destruction du cyanure

La pulpe stérile provenant du circuit CIL et tout le cyanure contenant le déversement sont pompés vers le circuit de destruction de cyanure au moyen d'un écran de protection de carbone, afin de détecter toute la fuite de carbone à partir de la dernière cuve. La pâte stérile est combinée

avec les résidus de produits non cyanurés du circuit de flottation en parallèle. La teneur en cyanure résiduel est détruit en deux réacteurs à l'aide de processus de INCO/ SO₂ /air avant qu'il est pompé vers le bassin de ammonium. Le cyanure sans résiduel et la composition d'azote sont négligeables et n'ont pas l'impact sur l'environnement.

II.9.1.8. Test d'enrichissement

Comme tous les stations de traitement de minerai, l'usine de traitement de minerai d'or devrait être conçu sur la base de test de l'enrichissement pour fixer l'indice de l'enrichissement pour l'usine entière, il comprend la taille des particules, la densité de la pulpe, le type de réactif et le dosage, le temps de décapage, la température de désorption etc. Voici les données après le test de l'enrichissement que nous avons fixé pour cette usine.

II.9.1.9. Sûreté et sécurité

i. Le Cyanure doit être manipulé avec précaution. Il est livré à l'usine avec de grands sacs, emballé dans des boîtes en bois dans des conteneurs en acier scellés, et stocké dans un endroit fermé situé dans le bâtiment de stockage de réactif.

ii. Il est important de maintenir une valeur de pH élevé dans le procédé de lixiviation au cyanure pour minimiser la formation de cyanure d'hydrogène. Le pH est contrôlé par des mesures en ligne et commandé par l'addition de boue de chaux éteinte. Un pH trop bas dans les réservoirs va étalonnés et vérifiés contre pH-mètres portables sur une base régulière.

iii. L'équipement situé à l'intérieur est recouvert et bien ventilée où il existe un risque d'une forte concentration de cyanure d'hydrogène. Des gaz d'évacués à l'atmosphère. Le cyanure d'un petit volume contenant solution de lavage est régulièrement dévié vers le circuit CIL et remplacé par un volume égal de solution caustique fraîche. Le système de ventilation est également relié à un système d'alimentation électrique d'urgence.

iv. Tous les réservoirs de lixiviation sont situés à l'extérieur sur une fondation en béton construit avec digue, qui peut contenir toute fuite de pulpe à partir des réservoirs. Les digues protègent également les réservoirs de dommages accidentels des chargeurs et des autres véhicules.

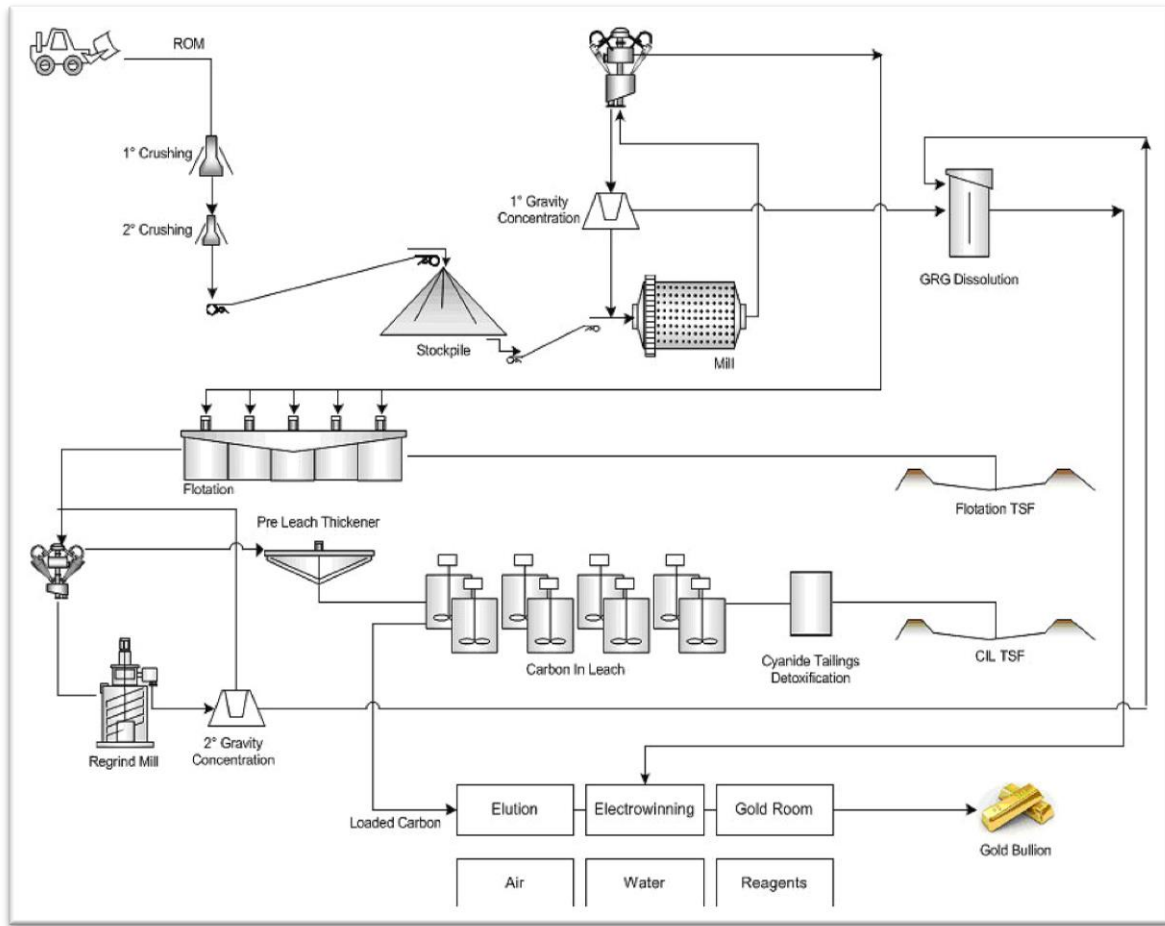
La fondation de débordement comme un étang d'urgence est chauffé afin d'éviter de la glace et la neige à l'hiver pour le flux à l'intérieur des digues.

v. Toute la pulpe recueillie à l'intérieur des digues ou dans l'étang d'urgence peut être pompé vers le circuit de CIL ou le circuit de destruction. Des digues sont présentes autour de tous les équipements où il y a des risques de fuite de solution de cyanure et ils permettent de recueillir et pomper la solution au processus.

Les indices de la technologie de traitement de Carbone-en-lixiviation (CIL) sont illustrés dans le Tableau II.2.

Tableau II.2: Indice de la technologie de traitement de Carbone-en-lixiviation (CIL) de minerai d'or. [32]

Section de concassage et broyage	Taille de l'alimentation	<200 mm	Remarque	Décapage	Temps de décapage total	6 h	
	Granulométrie	75 μ (D80)		Système d'électrolyte	Température de désorption	150 °C	
	Concentration de l'alimentation d'épaississeur	16-17%			Pression de désorption	0,03-0,35MPa	
Épaississeur	Floculant	0,30 %	Concentration préparé		liquide de décapage	1%	NaO H
		0,03 %	Concentration fortifiée	0,50%		NaC N	
	Concentration de flux de fond	55%		Temps Désorption	9,5h		
Système de CIL	densité de pulpe	40-45%	temps d'adsorption	24h%	Système électrolytique	Voltage	2,5V
	Cyanure concentration	0,05-0,12 %	pH	10,5		courant	50A/ p
	Temps de lixiviation	24h	intensité de Carbone	10g/l		Poils de cathode	450g/ p



FigureII.6: Schéma générale de circuit CIL. [32]

II.10. Traitement de minerai d'Amesmesa par le processus de CIL [33]

C'est l'ensemble des étapes à suivre pour obtenir un lingot d'or-argent à partir d'un minerai. Les principales étapes le constituant sont :

II.10.1. Réception du minerai à l'usine de traitement

Dès son arrivée, le minerai est stocké en fonction de sa teneur. Ainsi il existe cinq amas de minerai différents :

- le minerai dont la teneur est inférieure ou égale à 1 g/t ;
- le minerai dont la teneur est comprise entre 1 et 2 g/t ;
- le minerai dont la teneur est comprise entre 2 et 4 g/t ;
- le minerai dont la teneur est comprise entre 4 et 8 g/t ;
- le minerai dont la teneur est supérieur à 8 g/t, et qui est considéré comme minerai riche.

II.10.2. Minerai riche

Lorsqu'il s'agit du minerai riche, le Processus est composé des étapes suivantes :

II.10.2.1. Préparation mécanique

Le minerai subit une préparation mécanique (Figure II.7), c'est-à-dire qu'il passe par un concasseur primaire à mâchoires associé à un concasseur secondaire à cônes. On obtient un minerai ayant une granulométrie d'environ 12 mm.

a. Alimentation

Le tout venant de la mine est acheminé vers une trémie de capacité de 30m³, qu'alimente un concasseur primaire.



Figure II.7: Station de concassage. [Source : Photo prise]

b. Concassage primaire

Assure par un concasseur à mâchoire de capacité de 30 t/h

c. Criblage primaire

A l'issue du concassage primaire, les matériaux sont envoyés au moyen des convoyeur à bande vers un crible constitué de trois grilles vibrantes de mailles respectives : 100mm, 40mm, 22mm.

La fraction supérieure à 22mm est envoyée au concasseur secondaire (concasseur à cône) de capacité de 30t/h. la fraction résultante est redirigée vers le criblage primaire.

d. Criblage secondaire

Contient deux grilles vibrantes de maille respectives : 14mm et 10mm consiste à séparer la fraction inférieure à 22mm issue du concassage primaire.

e. concassage tertiaire

Assure par deux concasseurs à cône de capacité de 30t/h chacun. On concasse la fraction supérieure à 10mm

- Le minerai riche ($T > 8\text{g/t}$) est traité par une lixiviation en cuve.
- Le minerai moyen ($1 < T < 8\text{g/t}$) est traité par la méthode de lixiviation en tas.

II.10.2.2.broyage

Le minerai subit un broyage humide, c'est-à-dire qu'il passe par un pulvérisateur dont associe l'action avec un ajout d'eau, afin d'obtenir un minerai sous forme de pulpe ayant une granulométrie réduite jusqu'à $75\mu\text{m}$ (figure II.8).



FigureII.8: Station de broyage. [Source : Photos prise]

Ensuite la pulpe de minerai est soumise à l'action d'un hydrocyclone qui sépare les particules fines des particules grossières. Après les avoir séparée des particules fines, il permet aussi, grâce aux effets conjugués de la gravité et plus tard du magnétisme, de récupérer les pépites d'or présente dans les particules grossières de la pulpe du minerai.

II.10.2.3.L'épaississeur et ajoute du flocculant

Un flocculant organique sous forme d'une poudre blanche non toxique est mélange dans une cuve d'eau de 1m^3 dans le but d'obtenir une solution visqueuse, qui sera ensuite acheminée à l'aide d'un tuyau vers l'épaississeur (figure II.9).

Il aide à accélérer la sédimentation des fractions en suspension, afin d'obtenir une pulpe d'une densité bien déterminée qui atteint 50% en solide afin d'avoir du charbon en suspension.

L'eau en excès qui déborde de l'épaississeur est stockée dans deux réservoirs d'eau, qui est recyclée dans tout le circuit.



FigureII.9: L'épaississeur. [Source : Photos prise]

II.10.2.4. Les cuves de lixiviation et adsorption

Il y a 6 cuves (figure II.10) pour assurer le processus de lixiviation et d'adsorption. Elles ont 6m de hauteur, 4m de diamètre et une capacité de 60m³. Ces cuves sont aérées et possèdent un système d'agitation.

La pulpe est directement dirigée de l'épaississeur vers la première cuve de lixiviation à l'aide d'un pipeline. La solution de cyanure préparée sur place d'une concentration de 300 à 500ppm est ajoutée sous forme de gouttelettes qui coulent d'un petit tuyau au-dessus avec un temps de séjour de 6 heures.

Un contrôle de la concentration de cyanure est effectuée par titrage avec du nitrate d'argent.

Il y a barbotage de l'air donc présence d'oxygène qui doit être assurée pendant tout le temps de la mise en solution. En effet, l'oxygène oxyderait la surface des sulfures en la rendant moins réactive avec le cyanure. Aussi, il aurait un effet bénéfique sur la cinétique de cyanure.

Le principe du passage à contre-courant, le charbon actif absorbe l'or qui est libéré de la pulpe de minerai par les solutions cyanurées. Ensuite le charbon enrichi en or est récupéré au niveau du tamis vibreur et envoyé vers la raffinerie pour traitement complémentaire, tandis que la pulpe elle est envoyée vers le « heap leach », afin de récupérer les faibles quantités d'or qu'elle contient encore.



Figure 10: Cuve de lixiviation. [Source : Photos prise]

II.10.2.5.Raffinerie

Le charbon chargé issu des colonnes de lixiviation est transporté de la station de traitement vers l'usine au moyen d'une citerne en inox de capacité 1,5 tonnes.

La raffinerie correspond à la phase finale du processus, en effet c'est ici que l'on obtient le lingot fait du précieux alliage (or-argent). Mais avant d'en arriver à la forme finale de lingot, l'or contenu dans le charbon actif doit encore passer par plusieurs étapes :

i. Lavage du charbon

A l'aide d'une pompe on injecte le charbon avec de l'eau à haute pression vers une colonne de lavage en PVC d'une capacité de 2 tonnes.

On ajoute une solution de 200L d'acide chlorhydrique HCl qui monte d'en bas et qui passe à travers les filtres qui retiennent le charbon pour éliminer les impuretés pendant 2 heures. Ce temps de séjour est nécessaire pour que le pH qui était de 3 à 4 devient neutre afin d'éviter la formation de HCN.

Si au bout de ce temps, il n'y a pas eu neutralisation, on ajoute de soude caustique NaOH d'une concentration de 99,99 %.

Est filtrée avant d'être évacuée vers les tas de lixiviation.

ii. La désorption

Le charbon lave neutralise alimente une colonne de dilution d'inox ou une solution est injectée afin de dissoudre l'or absorbe par le charbon.

La solution injectée est préparé dans une citerne remplie d'eau (de 1 à 1,5) + 0,1% (1 tonne) de cyanure (NaCN) + 3% de soude caustique (NaOH).

Cette solution est chauffée à une température que varie de 110⁰ C à 130⁰C par des échangeurs de chaleur.

Le rapport du cyanure dans la solution mélangée avec le charbon est de 19000 ppm. Une fois l'or libéré, on obtient une solution aurifère.

iii. Régénération du charbon

Le charbon récupère passe à travers une pour enlever les particules fines puis il est rince à l'eau pour enlever la solution cyanurée résiduelle, ensuite on le nettoie par une solution chaude d'acide (HCl ou HNO₃) aux environs de 80 à 90⁰C, On le rince après avec une solution basique pour enlever les dépôts minéraux.

Après ce nettoyage, le charbon est réactif dans un four à une température de 600⁰ à 800⁰C pendant 20 min. A la sortie, le charbon est refroidi à la température ambiante. Le traitement thermique doit éviter de former des ultrafines qui entraîneraient des pertes d'or

iv. L'électrolyse

Est la dernière étape du processus d'extraction de l'or. La solution aurifère passe dans une cellule d'électrolyse (figure II.11) qui opère généralement sous une tension de 3,5 à 5 volts et avec un courant continu de 900 ampères contenant 8 cathodes et 8 anodes ; des lames métalliques en alliage inoxydables ; pendant au moins 24h. Les cations Au⁺ sont attirés par les cathodes ou ils vont capter les électrons (e⁻) donnant ainsi le métal d'or.

On récupère les cathodes chargées d'or et on les lave avec un jet d'eau à haute pression. La solution enrichi en or passe ensuite à travers un filtre presse pour obtenir un concentré humide d'or appelé bourbe.



Figure II.11: L'électrolyse. [Source : photo prise]

v. calcination

Après la récupération de la bourbe (figure II.12), on lui effectue un séchage dans un four à 300°C pendant 12 heures.



Figure II.12: La bourbe. [Source: photo prise]

vi. La fusion

Après la calcination, un mélange de fondants contenant 50% en masse de borax, 25% de silice et 25% de carbonates de sodium et après ajout afin d'abaisser la température de fusion. Le mélange sera ensuite introduit dans un four à 1200°C pendant 3 heures, le fondu obtenu sera versé dans des moules en acier (Figure II.13).



FigureII.13: Four de fusion. [Source : Photo prise]

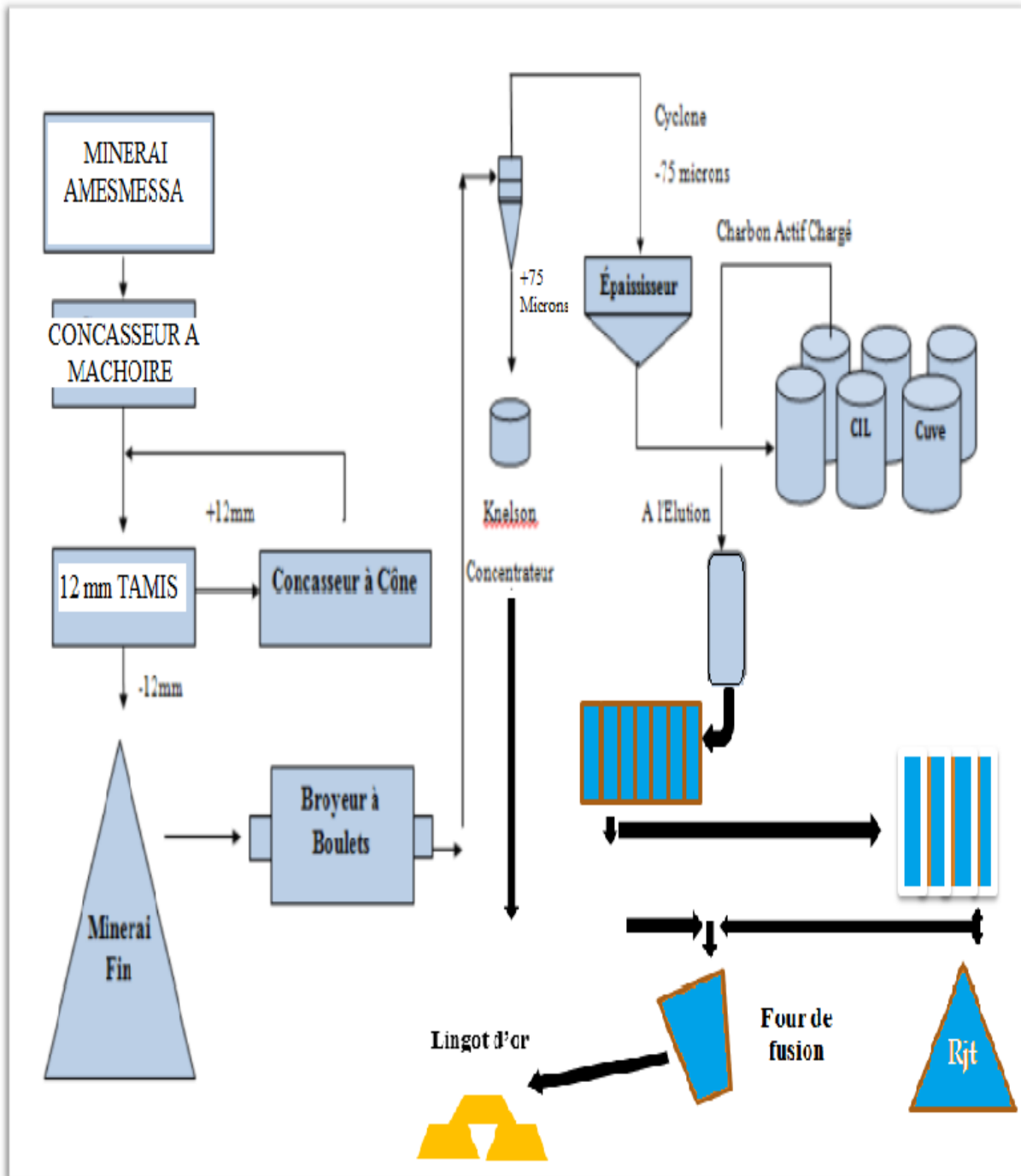


Figure II.14: Schéma de traitement de l'or d'Amesmesssa par le broyage CIL. [36]

II.11.Conclusion

En générale, le gisement d'Amesmesssa est constitué par des minces filons représentés par des zones minéralisées de moyenne importance avec une longueur de quelques centimètres.

La lixiviation en cuve (CIL) à un meilleur rendement pour le minerai riche avec le taux de récupération qui peut atteint 96%. Le rôle du circuit de lixiviation (CIL) est de dissoudre l'or solide en présence du cyanure dans une série de cuves agitées où l'or dissous est adsorbé sur du charbon activé. Cependant il existe plusieurs paramètres qui influent sur ce circuit de lixiviation et qui seront discutés au chapitre III.

CHAPITRE III

RESULTATS DES ESSAIS

III.1.Introduction

La principale mission du laboratoire de la mine d'Amesmesssa est la détermination des teneurs en métaux nobles des différents échantillons.

Dans l'usine de traitement. On extrait l'or du minerai grâce au processus de lixiviation à l'aide de solutions cyanurées et de charbon actif. Ensuite Grâce a un long et savant processus, le lingot d'or est obtenu au niveau de la raffinerie.

Dans ce chapitre, nous exposons les différents essais effectués et on discutera les résultats des paramètres influençant le circuit CIL pour le traitement de minerai riche d'Amesmesssa.

III.2 Préparations de l'échantillon

La préparation de l'échantillon dans la mine d'Amesmesssa passe par plusieurs étapes :

III.2.1 Échantillonnage

Il s'agit de prélever sur un stock de granulat ou autre matériau pulvérulent, une quantité minimale mais représentative de l'ensemble. Les essais effectués au laboratoire portent nécessairement sur des quantités réduites de matériaux, ceux-ci doivent permettre de mesurer des paramètres caractéristiques de l'ensemble du matériau dans lequel on a fait le prélèvement. Par conséquent, il faut que l'échantillon utilisé au laboratoire soit représentatif de l'ensemble (figure III.1).

Nous avons prélevé 10kg de masse de minerai riche concassé à des granulométries inférieures à 16 mm.



Figure III.1: Echantillonnage. [Source : photo prise]

III.2.2 Quartage

C'est une opération de réduction de poids de l'échantillon souhaité pour l'analyse.

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. Sa réalisation nécessite l'application de la loi de Richards donnée par la relation suivante :

$$Q \geq Kd^2$$

Avec :

- Q : poids de l'échantillon.
- d : diamètre du plus gros grain.
- K : coefficient de minéralisation, qui dépend de la nature de l'échantillon. En générale nous prenons $k=0,5$ pour un échantillon de minéralisation hétérogène et $k=0,1$ pour un échantillon de répartition minérale homogène.

Dans la mine d'Amesmessas nous avons utilisé un diviseur afin de réaliser le quartage (figure III.2).



Figure III.2: Diviseur de laboratoire. [Source : photo prise]

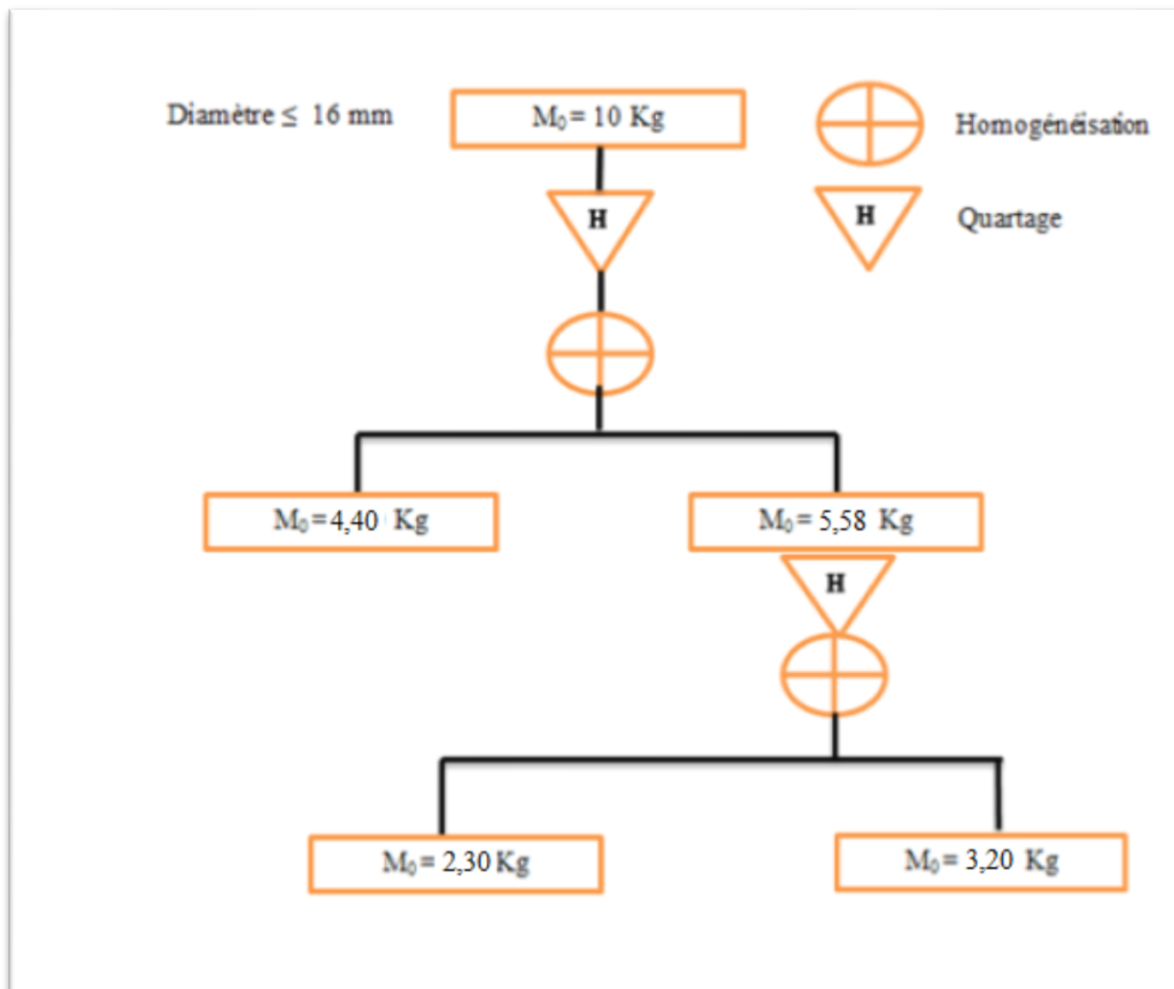


Figure III.3: Schéma de quartage.

III.3.Essais de lixiviation

Le montage utilisé pour réaliser les essais de la lixiviation en cuve comporte des bouteilles roulantes, et un système de récupération des instruments de mesure au niveau du laboratoire.

III.3.1.dosage de floculan

La fabrication de la pâte se fait en mélangeant 100g de minerai avec 137ml d'eau de robinet est pour atteindre 50% de poids en matière solide dans chaque béccher de laboratoire, Enfin du floculant qui est préparé à des différentes concentrations est ajouté directement dans le mélange (Figure III.4).

Les mesures de la vitesse de sédimentation se fait en fonction de temps jusqu' la fine de la sédimentation.



Figure III.4: Effet de la floculation. [Source : photo prise]

III.3.2. Dosage de la chaux

Pour l'essai de dosage de la chaux, en mélange 100g de minerai avec 137ml d'eau pour atteindre 50% en poids de solide, la chaux préparée à des différentes concentrations est ajoutée, la pâte est mélangée avec un agitateur, la mesure de pH se fait avec une appareil au niveau de laboratoire pour chaque dosage de la chaux (figure III.5).



Figure III.5: Dosage de la chaux. [Source : photo prise]

III.3.3. Test de bouteille roulante [34]

Les bouteilles roulantes utilisées pour ces tests sont déjà disponibles au niveau de laboratoire de la mine d'Amesmesa. Elles sont de forme cylindrique de 10L et en matière plastique.

Pour ces essais, nous avons préparé plusieurs bouteilles afin d'étudier des paramètres suivants :

La concentration du cyanure, la récupération, l'adsorption de charbon, la granulométrie et le temps de contact.

La fabrication de la pâte de minerai avec de l'eau pour atteindre 50% de poids en solide se fait en mélangeant 1kg de minerai avec 1.37L d'eau, 3g de la chaux est ajouté pour ajuster le pH de la pâte qui doit être supérieur à 10,3. Enfin de cyanure du sodium NaCN de concentration bien défini est ajouté.

La pâte est roulée dans des bouteilles sur les roulants de laboratoire (figure III.6) pendant 72 heures.



Figure III.6: Test de bouteille roulante. [Source :photo prise]

III.3.3.1. Dosage de cyanure

L'essai de cyanuration en bouteille est la première étape pour l'évaluation de récupération de l'or, le pH, la concentration de cyanure et la teneur en or sont surveillé et contrôle régulièrement au cours de l'essai. Les résultats de l'essai fournissent des informations sur les taux de récupération attendus.

Trois bouteilles ont été préparées d'un minerai de $>75\mu\text{m}$, l'une de concentration de cyanure égale à 100ppm (A), la deuxième de 300ppm (B) et l'autre de 500ppm(C)

III.3.3.2. Dosage de charbon

L'adsorption est un terme utilisée pour décrire l'attraction d'un composé minéral à la surface de un autre matériau.

Le charbon actif est utilisé pour adsorber l'or de la solution. Parce que la forme cyanure d'ionique constitue des complexes avec l'or, c'est un complexe de cyanure d'or qui est chargé sur le carbone au lieu d'être déposé sous forme métallique.

i. variation de concentration du charbon

Trois bouteilles sont préparées par la solution résultante du test de cyanuration, la 1^{ère} de 15kg/t de charbon vierge, la 2^{ème} de 30kg/t, et de la 3^{ème} de 100kg/t. La teneur de Au est mesurée à la fin de l'essai.

Les résultats de test fournissent des informations sur la quantité de charbon nécessaire pour atteindre la récupération optimale.

ii. variation de la densité de la pulpe

On fait varier la densité de la pâte dans le test de bouteilles roulantes entre (30%, 50%, et 80% de matière solide, avec 15 kg/t de charbon actif pour chacune. Le pH surveillé et contrôlé régulièrement au cours de l'essai, et la concentration de Au dans le charbon est mesurée à la fin d'essai.

iii. variation de la granulométrie

Le minerai doit être sous forme de particules fines à partir du circuit de broyage. L'essai de variation de la granulométrie est pour l'évaluation de la taille de libération de l'or par le processus de lixiviation par cyanuration. Le pH est toujours surveillé et contrôlé au cours de l'essai. La teneur en or est calculée à la fin du test. Les résultats de l'essai fournissent des informations sur les taux de récupération en fonction de dimensions des graines.

Quatre bouteilles ont été préparées de granulométrie différentes : [$<75\mu\text{m}$], [$75-106\mu\text{m}$], [$106-150\mu\text{m}$] et [$>150\mu\text{m}$], avec une concentration de cyanure égale à 300ppm.

iv. variation de temps de contact

Le temps de contact est le temps de corrélation entre le charbon et la solution aurifère suffisant pour attendre l'adsorption maximale.

L'essai de variation du temps de contact a pour objectif l'évaluation de temps nécessaire pour l'adsorption optimale de l'or par le charbon,

Trois bouteilles ont été préparées d'une pâte lessivée, attaquées par le charbon de concentration 15kg/t, pendant 3 heures, 6 heures, 9 heures et 12 heures.

v. variation de concentration de Au

Pour l'essai de la variation de la concentration de Au. On prépare trois solutions aurifères des différentes concentrations de l'or. On les attaque par du charbon vierge 15kg/t dans des bécher et les agités avec un agitateur magnétique.

III.4. Analyses au niveau de laboratoire [35,36]**III.4.1. Préparation mécanique**

La Préparation mécanique est le traitement mécanique du minerai (roche) effectué afin d'obtenir une pulpe fine homogène et cela se fait en suivant les étapes suivants :

a. Concassage (à mâchoire)

Le concassage des échantillons se fait jusqu'à l'obtention d'une fraction fine inférieure à 4mm).

b. Broyage

Réalisé à l'aide d'un Pulvérisateur LM2 (figure III.7), il fournit des fractions d'une granulométrie inférieure à 75 μ m, destinées à l'étude dans laquelle l'or est libre à 80%.



Figure III.7: Broyeur pulvérisateur LM2. [Source : photo prise]

III.4.2. Préparation thermique [36]

Docimatie plombée (fire assay) : c'est un traitement thermique de la pulpe d'échantillon obtenue après la préparation mécanique et cela se fait en deux étapes :

III.4.2.1. Fusion (voie sèche)

Consiste à mettre dans un creuset en brique réfractaire, 30g d'échantillon additionné à 120g d'un mélange fondant (oxyde de plomb, carbonate de sodium pour augmenter la température, borax et farine) et à 5 ml de nitrate d'argent (figure III.8), le tout introduit pendant une heure dans un four à une température 1050-1100° C. on obtient ce qu'on appelle « bouton de plomb ».



Figure III.8: Traitement thermique. [Source : photo prise]

III.4.2.2. Coupellation

Qui permet de passer du bouton de plomb (amalgame de plusieurs métaux) à une perle constituée de métaux nobles uniquement (or et argent) (figure III.9). Le bouton de plomb est aplati à l'aide d'un marteau et placé dans une coupelle en ciment réfractaire ou en magnésite puis est introduit pendant 45 minutes à l'heure dans un four à 950°C . On obtient une perle faite de métaux nobles.



Figure III.9: Bouton de plomb. [Source : photo prise]

III.4.3. Préparation chimique [36]

a. Attaque Chimique (Digestion)

Consiste à traiter la perle résulte de l'étape précédent, son but est l'élimination de l'argent pour donner une solution contient seulement de l'Or (figure III.10) ;

- Introduire la perle dans un tube d'expérience ;
- Ajouter (3 ml) de HNO_3 de concentration 80% pour enlever l'argent (Ag) ;
- Après 20 minutes, ajouter (3ml) d'acide chlorhydrique HCL concentrer de 100% ;

- Après 20 minutes, ajouter (4ml) d'eau au volume d'eau régale précédent pour atteindre un volume de (10ml).



Figure III.10: Attaque chimique. [Source: photo prise]

III.5. Analyses du minerai

III.5.1. Analyse granulométrique [37]

Le but de l'analyse granulométrique est la détermination de la répartition des grains de sol suivant leur dimension dans un échantillon. L'essai consiste à classer les différents grains constituant l'échantillon de 3,20kg, en utilisant une série de tamis (figure III.11) de norme AFNOR NF X31-107, emboîtés les uns sur les autres, dont les dimensions des ouvertures sont décroissantes du haut vers le bas. Le matériau étudié est placé en partie supérieure des tamis et les classements des grains s'obtiennent par vibration de la colonne de tamis.



Figure III.11: Tamiseuse. [Source : photo prise]

a. Le coefficient de HAZEN

Ce coefficient permet de savoir si la granulométrie est étalée ou serrée. Il est défini par la relation suivante :

$$C_u = \frac{D_{60}}{D_{10}}$$

- Pour $C_u < 2$: granulométrie uniforme ;
- Pour $C_u > 2$: granulométrie étalée.

b. Le coefficient de courbure

Vient en complément avec le coefficient de HAZEN dans la classification des sols. Afin de déterminer si la granulométrie est bien ou mal graduée. Il est donné par la relation suivante :

$$C_c = \frac{D_{30}^2}{D_{60} * D_{10}}$$

- $1 < C_c < 3$: matériau bien gradué (la continuité est bien répartie);
- $C_c < 1$ ou $C_c > 3$: matériau mal gradué (la continuité est mal répartie).

III.5.2. Analyse chimique [41]

C'est la détermination de la teneur d'or existante dans la solution (figure III.12).



Figure III.12: Le spectromètre. [Source : photo prise]

III.5.2.1. Principe de SAA

L'absorption atomique de flamme est une méthode qui permet de doser essentiellement les métaux en solution. Cette méthode d'analyse nécessite d'avoir les atomes à l'état fondamental, afin d'observer les raies caractéristiques de l'élément. Or, on pourrait penser que l'atomisation dans la flamme fournit essentiellement des atomes dans des états excités, puisque la température

de la flamme est usuellement de l'ordre de 2000 à 3000°C pour que les combinaisons chimiques dans lesquelles les éléments sont engagés soient détruites.

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

$$\text{Dont: } A = \epsilon L C = \log \frac{p}{p_0}$$

Avec :

- A : Absorbance;
- ϵ : Constante caractéristique, dépend de l'atome absorbant en (l/mole cm);
- L: La longueur de la flamme ;
- C : concentration de solution en élément absorbant;
- p: La puissance incidente;
- p_0 : La puissance absorbée.

Dans la pratique, on réalise une courbe d'étalonnage avec une gamme étalon. Pour les concentrations faibles (quelques mg/l en général), l'absorbance est proportionnelle à la concentration, la loi de Beer- Lambert est suivie et on obtient une droite. En revanche, pour les concentrations plus élevées, on note un écart grandissant à la linéarité à mesure que la concentration augmente. Il suffit ensuite de mesurer l'absorbance d'un échantillon inconnu pour déduire sa concentration. Dans la pratique, on procédera à des dilutions suffisantes pour travailler dans le domaine linéaire ou quasi-linéaire.

III.6.Résultats et discussions

III.6.1.Analyse granulométrique

Nous avons utilisé la masse de 3,09 kg de minerai broyé pour l'analyse granulométrique par tamisage dans le but de séparer le minerai en fonction granulaire définies.

Tableau III.1: Résultats obtenir par tamisage

Fractions (μm)	Diamètres D_i (μm)	Masse (Kg)	Rendement pondéral %	Refus cumules %	Tamisât cumules %
>600	600	0,01	0,32	0,32	99,68
425	512,5	0,01	0,32	0,64	99,36
212	318,5	0,09	2,9	3,54	96,46
150	181	0,24	7,78	11,24	88,76
106	128	0,44	14,24	25,47	74,53
75	90,5	0,64	20,71	46,18	53,82
<75	75	1,65	53,40	99,51	0,49

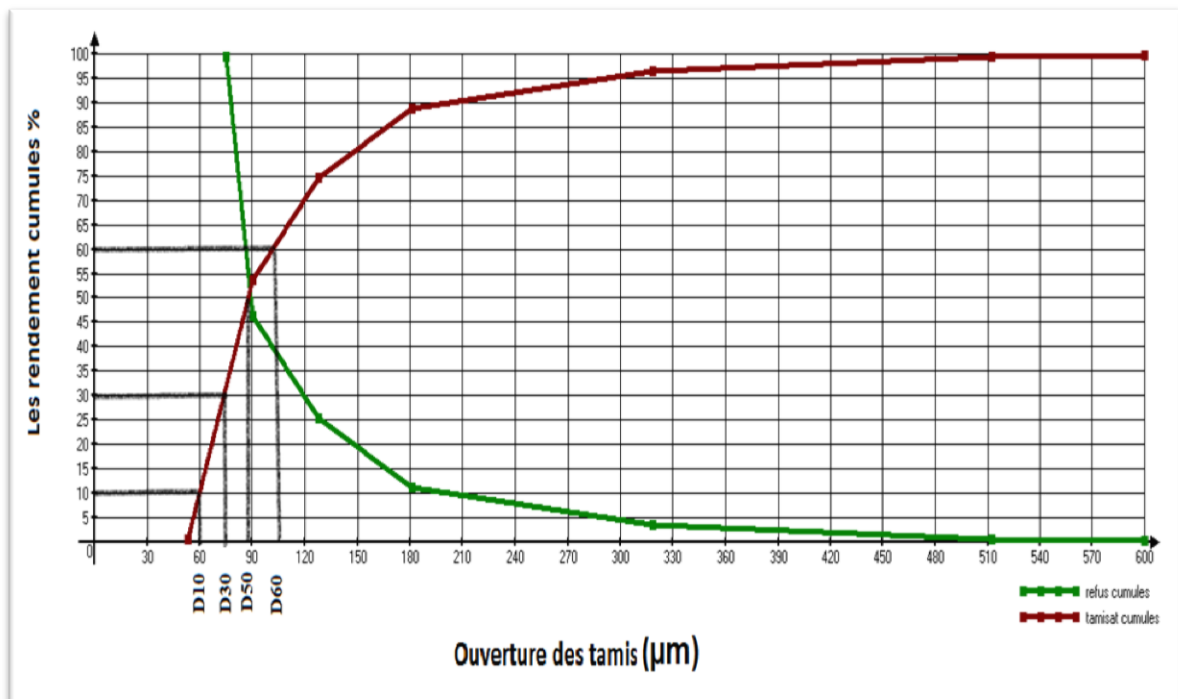


Figure III.13: Courbe granulométrique de minerai d'or .

En constate que le rendement cumulatif des tamisâts croissent en fonction des diamètres des tamis. Par contre les rendements cumulatifs des refus décroissent en fonction des diamètres des tamis. Ces deux courbes (refus- tamis) se coupent en un point D_{50} (le diamètre qui permet de passé 50% du matériau de départ (Figure III.13).

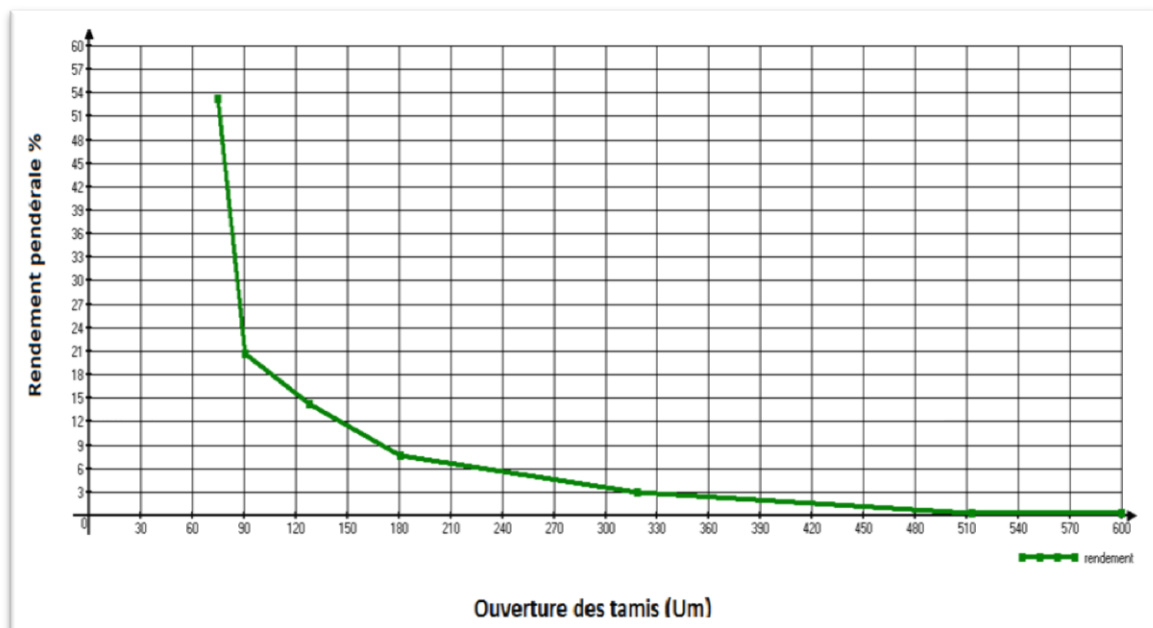


Figure III.14: Rendement pondérale en fonction des classes granulométrique

La classe granulométrique la plus pondérale est ($<75\mu\text{m}$) elle représente 53,33% en poids total de minerai.

Graphiquement : on a

$$D_{10}= 60 \mu\text{m}, D_{30}=79,5 \mu\text{m}, D_{50}=87,5\mu\text{m}, D_{60}=100\mu\text{m}.$$

D₁₀, D₃₀, D₅₀, D₆₀ représente respectivement les diamètres des mailles des tamis qui permettent le passage 10%,30%,50%, 60% du matériau de départ.

III.6.1.1.Coefficient de HAZEN

$$C_u = \frac{D_{60}}{D_{10}}$$

$$C_u = 100 / 60$$

Donc **C_u = 1,66**

C_u < 2 donc la granulométrie est uniforme.

III.6.1.2.Coefficient de courbure

$$C_c = \frac{D_{30}^2}{D_{60} * D_{10}}$$

$$C_c = 79,5^2 / (60 * 100)$$

Donc **C_c = 1,05**

1 < C_c < 3 donc on a une granulométrie bien graduée.

D'après nos résultats nous avons obtenu une granulométrie uniforme et bien graduée.

III.6.2.L'effet de la floculation

Quatre concentrations sont choisies pour étudier l'effet de floculation (0g/t, 20g/t, 50g/t et 100g/t) dans les conditions suivantes :

En prend 100g d'un minerai broyé à des diamètres < 75μm de teneur 12,44 ppm de densité 2,7kg/t.

$$50\% \text{ solide} \rightarrow \frac{100}{2,7} = 37,03 \text{ ml.}$$

$$20\% \text{ de solide} \rightarrow 80\% \text{ d'eau} \rightarrow 148 \text{ ml.}$$

$$80\% \text{ de l'eau} \rightarrow 148 \text{ ml.}$$

a. Sans floculation

Le tableau III.2 suivant illustrant le résultat de l'analyse sans floculation

Tableau III.2: Résultats de l'analyse sans flocculant

Temps (min)	Volume de solution (ml)	Volume de pulpe (ml)
0	0	190

1	10	180
4	40	150
12	65	125
20	80	110
30	80	110

b. Avec flocculant

Les résultats de l'analyse avec les différentes concentrations de flocculant sont présents dans les tableaux suivants (tableaux III.3, 4, 5) :

Tableau III.3: Résultats de dosage 20g/t de flocculant

Temps (min)	Volume de solution (ml)	Volume de pulpe (ml)
0	0	190
1	15	175
4	60	130
12	80	110
20	80	110
30	80	110

Tableau III.4: Résultats de l'analyse avec 50g/t de flocculant

Temps (min)	Volume de solution (ml)	Volume de pulpe (ml)
0	0	190
1	30	130
4	70	120
12	80	110
20	80	110
30	80	110

Tableau III.5: Résultats de l'analyse avec 100g/t de flocculant

Temps (min)	Volume de solution (ml)	Volume de pulpe (ml)
0	0	190

1	40	150
4	70	120
12	80	110
20	80	110
30	80	110

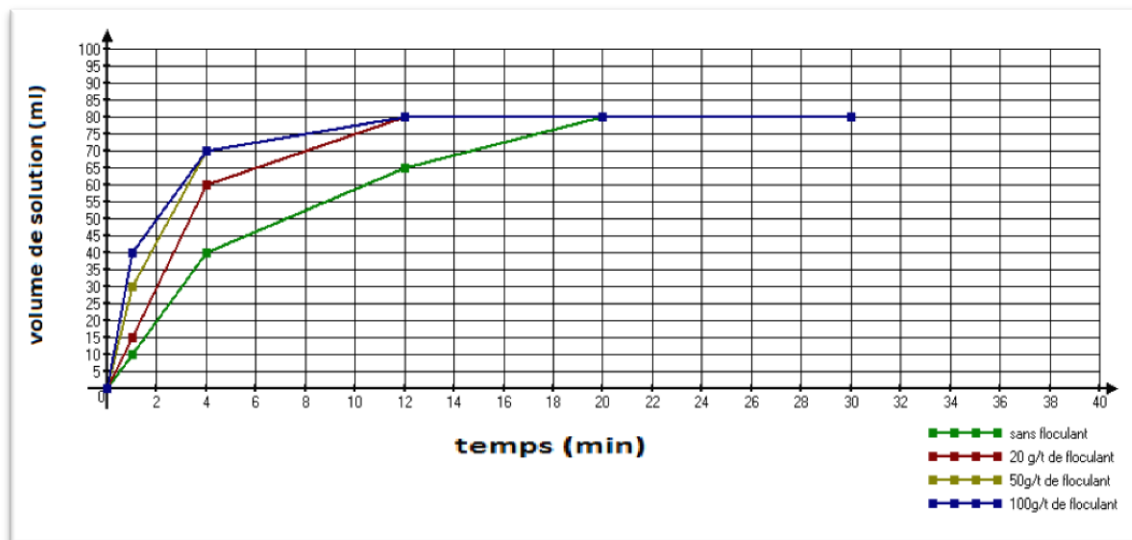


Figure III.15: Effet de floculation

D'après la figure nous remarquons que la concentration de 100 g/t donne une bonne vitesse sédimentation après la première minute (figureIII.15).

A partir de la quatrième minute nous remarquons que est la vitesse de sédimentation de100g/t est la même pour 50 g/t, c'est pour cette raison que l'usine travaille avec la teneur 50g/t.

III.6.3.L'effet du dosage de la chaux

Pour l'étude de dosage de la chaux CaO, cinq concentrations ont été choisies: 0,05g/l, 0,1g/l, 0,2g/l, 0,3g/l, et 0,5g/l avec les conditions suivantes :

100 g de minerai de granulométrie <75 µm et 100ml d'eau.

Tableau III.6: Résultats de l'analyse du dosage de la chaux

La chaux (g/l)	pH
0,05	09,31

0,10	09,95
0,20	11,17
0,30	11,54
0,50	11,93

D'après la figure III.14 nous remarquons que les valeurs du pH augmente avec l'augmentation des concentrations de la chaux. Le dosage de 0,2 et 0,5 g/l est suffisant pour ajuster le pH à des valeurs assurant l'alcalinité du milieu.

Il est à remarquer que le pH est toujours maintenu entre $10 < \text{pH} < 12$ assurent un milieu alcalin de l'expérience. La consommation du cyanure a diminué avec le temps expliquant la réaction entre cyanure et la chaux.

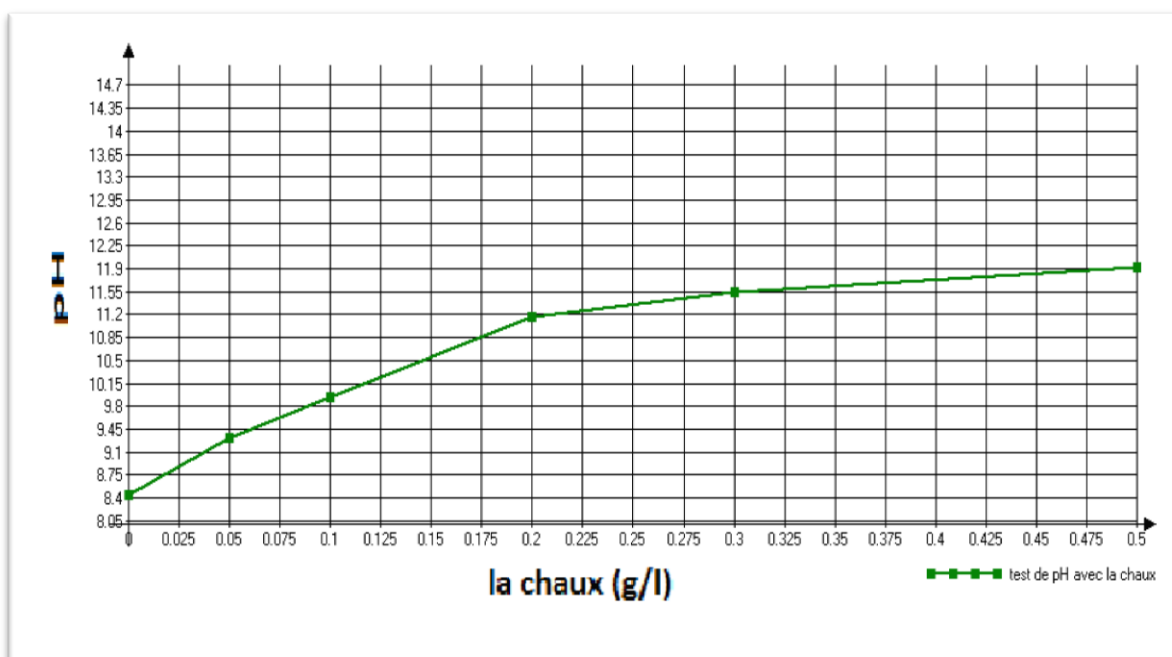


Figure III.16: variation du pH en fonction de la concentration de la chaux.

III.6.4. Test de Bouteilles roulantes

III.6.4.1. L'effet de Cyanuration

Trois concentrations sont choisies pour étudier l'effet de la cyanuration sur le taux de récupération de (Au) (100ppm, 300ppm et 500ppm), dans les conditions suivantes :

1000g de minerai broyé à une granulométrie $< 75\mu\text{m}$, est utilisé avec 1L d'eau, 0,3g de la chaux.

La teneur de [Au] initial est 12,44g/t. Les résultats sont illustrés dans le tableau III.7.

Tableau III.7: Résultats bouteilles roulantes

bouteille	Au g/t	pH	CN ppm
-----------	--------	----	--------

2h	A		11,63	100
	B		11,94	300
	C		11,9	500
24h	A	3,72	11,56	75
	B	3,43	11,76	250
	C	5,64	11,19	425
48h	A	4,26	11,34	63
	B	4,26	11,40	225
	C	5,03	09,75	150
72h	A	4,21	10,82	25
	B	4,51	10,52	175
	C	4,78	09,95	100

D'après le tableau ci-dessus, nous remarquons qu'au bout de toute l'expérience le pH est maintenue entre 10,3 et 12. Sauf pour le cas de la bouteille C on a remarqué une diminution du pH suivie d'une diminution du taux de l'or (de 5,03 à 4,78) après un temps de 48h. Ceci explique l'intérêt du milieu alcalin dans nos expériences, puisque à un pH inférieur à 10,3 le cyanure d'hydrogène (HCN) est un gaz toxique qu'il faut éviter de former.

Nous observons aussi une diminution de la concentration avec le temps assurant dans ce cas une réaction entre l'or et le cyanure.

Les premières récupérations sont observées au bout de 24 h, le temps nécessaire pour aboutir à une réaction entre le cyanure et les particules d'or.

Le tableau III.8 suivant présente les résultats de teneur par la concentration de Cyanure.

Tableau III.8: Résultats d'analyses des bouteilles A, B et C.

	Bouteille 100ppm(A)	Bouteille 300ppm(B)	Bouteille 500ppm(C)
--	---------------------	---------------------	---------------------

Temps (h)	[Au] ppm	[Au] cumulé	% cumulé	[Au] ppm	[Au] cumulé	% cumulé	[Au] ppm	[Au] cumulé	% cumulé
24	2,72	2,72	20,8	3,43	3,43	25,6	5,64	5,64	34,9
48	4,26	6,98	53,3	4,26	7,69	57,4	5,03	10,67	66,0
72	4,21	11,19	85,5	4,51	12,2	91,0	4,87	15,54	96,1
Résidu ppm	1,9			1,2			0,63		

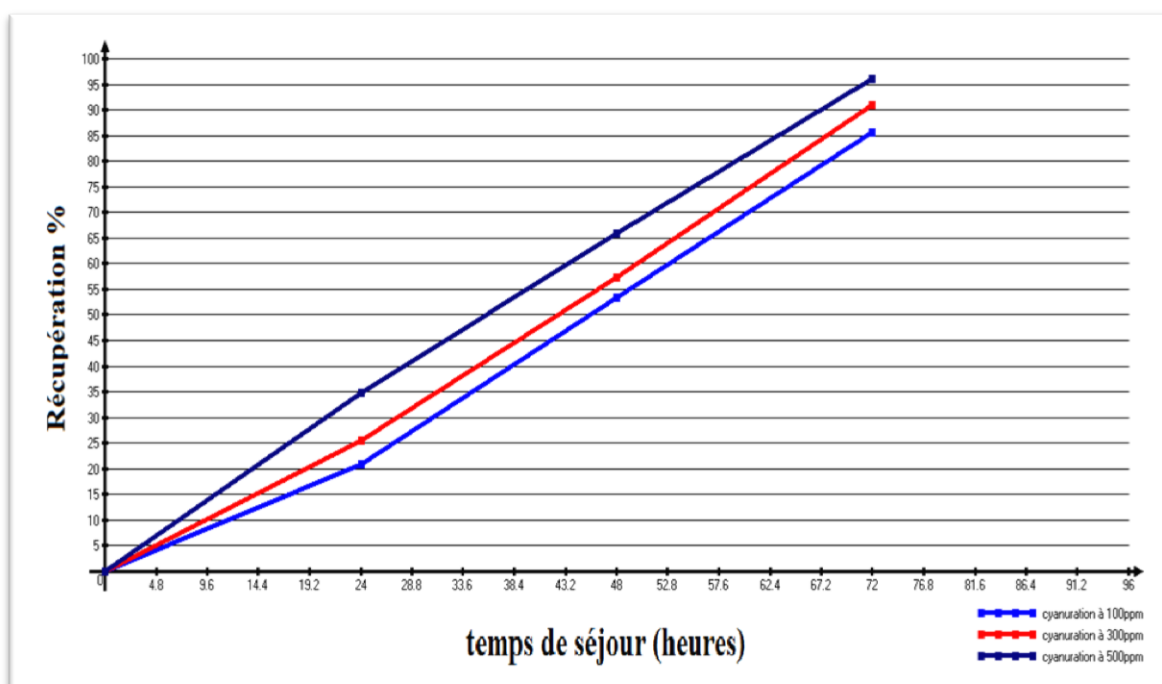


Figure III.17: Effet de la concentration de cyanure

Nous remarquons que la concentration de 500ppm de cyanure donne une récupération considérée comme récupération maximale estimée à 96,1 % par la bouteille C (figure III.17).

Il est à montrer que le taux de récupération de la concentration de 300ppm est comparable par rapport à celle de 500ppm à partir du deuxième jour.

III.6.4.2.L'adsorption du charbon

En but de déterminer les facteurs influant l'adsorption de charbon, nous avons effectué une série des tests.

i. L'effet de Variation de concentration de charbon

Pour l'étude de la variation de concentration du charbon, sont prises 3L de solution résultant de la cyanuration repartis en 3 bouteilles roulantes A, B et C dans les conditions suivantes :

- pH = 11,3, [CN]=150ppm, [Au]=4,29g/t ;
- Bouteille A: 15kg/t de charbon ;
- Bouteille B: 30kg/t de charbon ;
- Bouteille C: 100kg/t de charbon.

Tableau III.9: Résultats de l'analyse de la variation de concentration de charbon

Bouteille	Au g/t dans le charbon
A	490
B	292
C	163

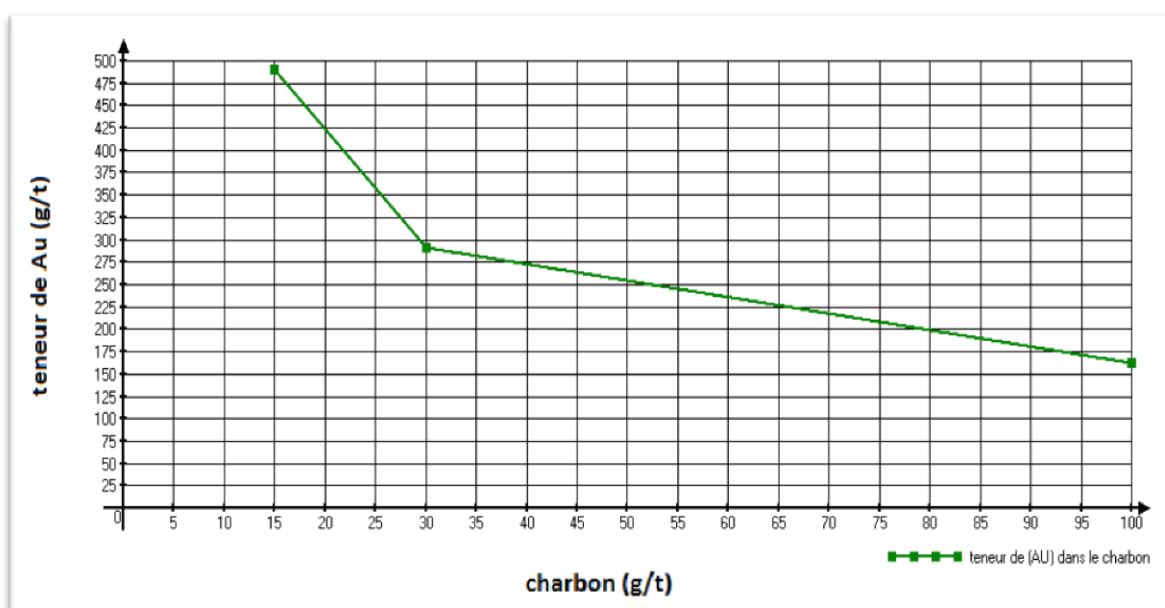


Figure III.18: Effet de la concentration du charbon

7 (figure III.18).

ii. Variation de la densité de la pulpe

Trois densités sont choisies pour étudier les effets de variation de la densité sur le taux de récupération d'or (30%, 50%, et 80% de matière solide). Il à noter que les tests sont effectué dans des bouteilles roulantes dans les conditions suivantes :

- [CN]=300ppm; [Charbon]= 15g/L; 1kg de minerai; granulométrie <75µm; pH >10,3.

Tableau III.10: Résultats de l'analyse Variation de la densité de la pulpe

Bouteilles	Mass de	Volume d'eau	Densité	[Au]g/t
------------	---------	--------------	---------	---------

	solide (kg)			
A	1	864	30%	38
B	1	370	50%	1162
C	1	92,5	80%	456



Figure III.19: Variation de la densité de la pulpe

Nous remarquons que la densité de 50% donne une bonne récupération dans le charbon estimée 1162g/t (figure III.13).

On choisissant une densité inférieure à 50%, une précipitation du charbon est remarquée, alors qu'une densité supérieure à 50% nous remarquons une flottation de ce dernier.

iii. Variation de la granulométrie

Quatre classes granulométriques sont choisies pour cette étude : [$<75\mu\text{m}$], [$75-106\mu\text{m}$], [$106-150\mu\text{m}$] et [$>150\mu\text{m}$]. Les conditions de ce test sont:

- la chaux=3g/l,
- [CN]=300ppm,
- 50%de minerai avec 50% d'eau.

Tableau III.11: Résultats de l'analyse Variation de la granulométrie

Bouteilles	Granulométrie	[Au]g/t
------------	---------------	---------

A	<75	3,43
B	>75	2,6
C	>106	2,3
D	>150	1,05

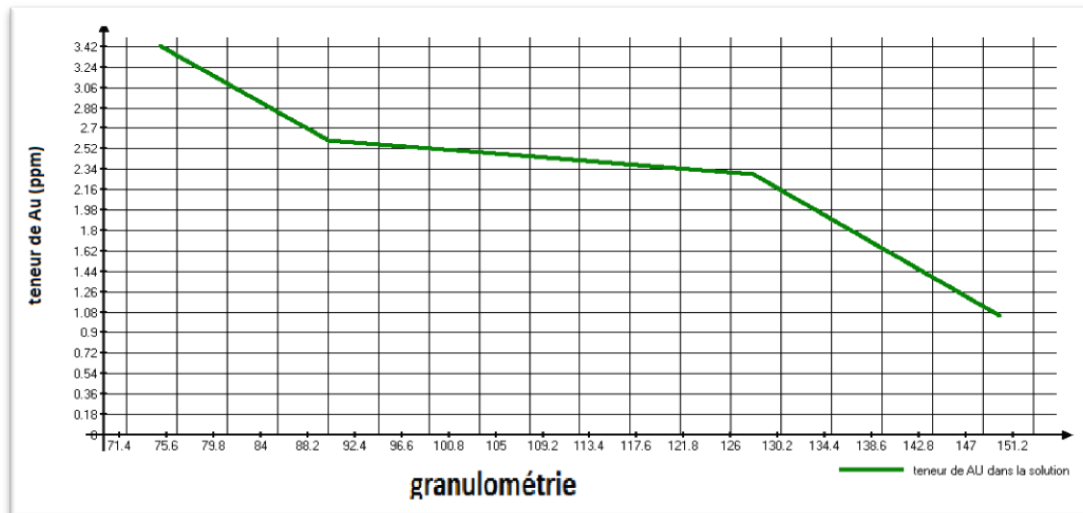


Figure III.20: Effet de granulométrie

D'après les résultats obtenus de la figure III.20, nous pouvons constater que la valeur maximale de récupération se trouve dans la classe granulométrique inférieure à 75μm de la bouteille A, estimée à 3,43g/t, elle est de l'ordre de 91,0 % pour la récupération.

Donc on conclut que plus le minerai fragmenté à une maille de libération (<75μm), l'or bien se lixivie bien avec par le cyanure.

iv. L'effet du temps de contact

Pour étudier l'effet du temps sur le contact entre le charbon et la solution, trois temps ont été choisis (3heurs, 6heurs et 9heurs). Dans les conditions suivantes:

- pH > 10,3, granulométrie <75μm ;
- [CN]=300ppm ;
- [Charbon]= 15g/l.

Tableau III.12: Résultats du temps de contact

Temps (heurs)	Au g/t
0	0
3	460
6	474
9	538
12	546

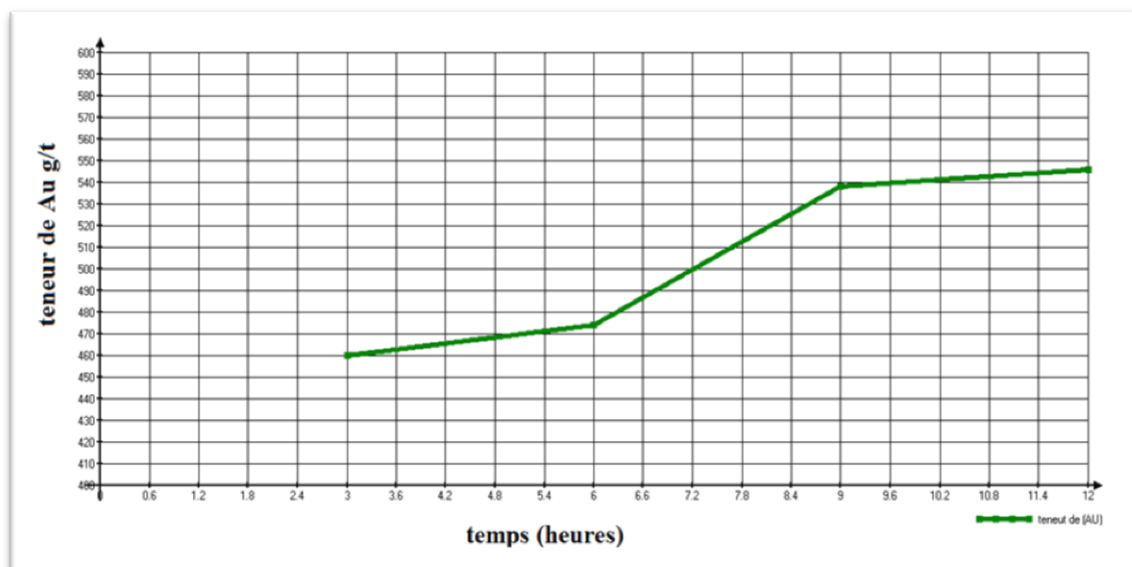


Figure III.21: Effet du temps du contact

On observe que la quantité de l'or adsorbé par le charbon augmente avec l'augmentation du temps. La meilleur période d'adsorptions est entre 6 et 9 heures (figure III.21).

III.6.5. Variation de la concentration de Au

Trois concentrations sont choisies pour étudier l'effet de la variation de la concentration de Au (59,6ppm, 41,15ppm et 16,06ppm). Dans les conditions suivantes :

- Charbon =15g/t et le même temps de contact.

Tableau III.13 : Résultats de concentration de Au

[Au]ppm	Au g/t
59,6	6700
41,15	3410
16,06	1474

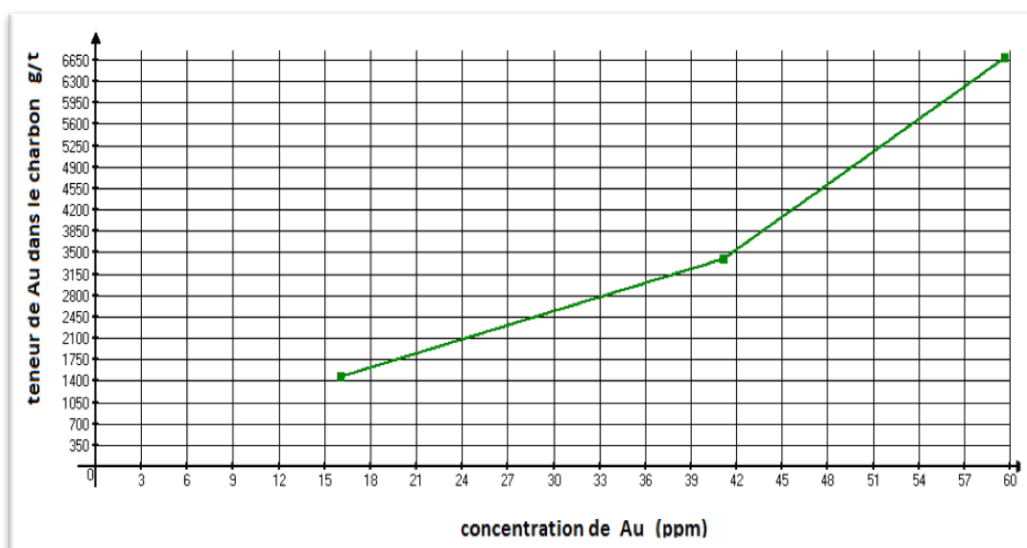


Figure III.22: Effet de concentration de Au

La quantité de l'or adsorbé par le charbon augmente avec l'augmentation de concentration de Au dans la solution (figure III.22).

III.7.Discutions

❖ Pour les essais de cyanuration, le pH a été fixé entre 10,3 et 12, cet objectif a été assez bien respecté pendant tous les essais. Le maintien du pH est effectué par des ajouts de la chaux solide (CaO). La nécessité de l'addition de chaux a pour but l'empêchement de la formation d'un gaz mortel de cyanure d'hydrogène (HCN).

❖ Les concentrations de 500ppm et 300ppm donnent une bonne récupération estimée à 96% et 91% respectivement. La cyanuration par une concentration de 300ppm est la meilleure économiquement parlant.

❖ Les conditions optimales pour une meilleure récupération de l'or d'après nos tests sont : 500ppm de cyanure, la granulométrie inférieure à 75 μ m, un pH supérieur ou égal 10,3, une pulpe de densité de 50%, 15 kg/t de charbon, 15g/t de flocculant et 3 kg/t de la chaux.

❖ L'or doit être sous forme de particules fines (à partir du circuit de broyage). Alimentation en minerai doit avoir un diamètre de passage de 80% de 75 μ m pour obtenir la récupération d'or appropriée (jusqu'à 96%). Si les particules sont trop grosses, elles ne peuvent pas être totalement lessivées pendant leur temps de séjour dans les réservoirs et donc passeront comme résidus.

❖ La diminution de la concentration de cyanure libre est attribuée à la consommation de ce dernier par l'or et les autres éléments consommateurs de cyanure présents dans le minerai.

❖ L'utilisation du flocculant dans l'épaississeur a pour but d'obtenir une solution visqueuse qui aide à accélérer la sédimentation des fractions en suspension afin d'obtenir une pulpe d'une densité bien déterminée qui atteint 50% en solide.

❖ La floculation appliquée à Amasmessa est avec une concentration de 50 g/t de flocculant, car elle est suffisante pour séparer la pulpe de solution dans les plus brefs délais et au moindre coût.

❖ Le taux d'adsorption de l'or diminue avec l'augmentation de la densité de suspension. Toutefois, si la densité de la suspension est trop faible, les particules de carbone ne peuvent pas rester en suspension, et coulent au fond des réservoirs.

❖ La meilleure récupération par le charbon actif dans la pulpe est à une densité fixe à 50%.

❖ Le taux d'adsorption d'or et la capacité de chargement du carbone augmentent avec l'augmentation de la concentration en or dans la solution.

III.8. Conclusion

Plusieurs tests sont effectués afin de trouver les paramètres optimaux pour une bonne extraction de l'or dans un échantillon riche d'Amasmessa. Une lixiviation en cuve est adoptée en utilisant de l'adsorption sur charbon. Les paramètres étudiés sont: La floculation, la densité de la pulpe, la concentration du cyanure, le pH et enfin la granulométrie.

Annexe I

Diffraction de rayon X

La figure suivante présenté le résultat de notre échantillon (minerai riche) qui analyse par la diffraction de rayon X.

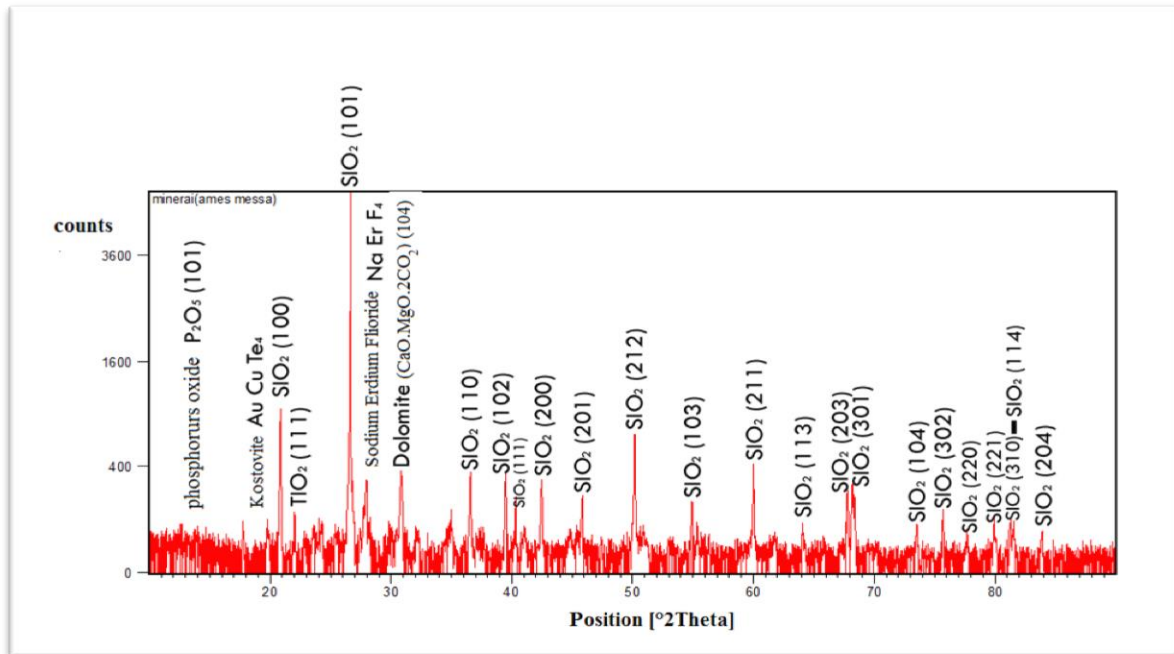


Figure. : l'analyse de diffraction de rayon X

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

- les quartz c'est la phase cristalline majeur contenue dans l'échantillon avec les différents plans réticulaire (quartz(201), quartz(113),.....).
- La dolomite($CaOMgOCO_2$), le sodium Erdium Fluoride ($NaErF_4$) et le phosphorurs oxide (P_2O_5) se trouvent aussi mais avec une quantité inferieure par rapport au quartz.
- L'existence de pics de la phase($AuCuTe_4$) Kostovite, révèle une trace de l'or dans l'échantillon.

A l'exception de la pyrite, la comparaison des résultats d'ENOR avec le DRX de notre échantillon (minerai riche), révèle une bonne concordance vis-à-vis des phases trouvée. Cette absence de pyrite dans notre analyse est due à notre échantillon qui n'est pas représentatif du filon 8. En effet, l'échantillon en question est ponctuel et a été prélevé après concassage.

Annexe II

II.1. Les broyeurs à boulets

Utilisé en voie humide ou en voie séché. Les corps broyants sont donc des boulets dont le diamètre peut varier de 12,7 à 2,2 cm. La décharge des produits broyés est effectuée soit par débordement, soit par grille à niveau bas ou intermédiaire. Il existe une bonne corrélation entre la taille des boulets et la forme de blindage du broyeur. Pour les gros boulets (broyage grossier), le revêtement est épais avec d'importantes et nombreuses ondulations ou cannelure pour assurer leur relevage. Cependant lorsque les boulets sont de petite taille (broyage fin), le blindage est moins épais et comporte de faibles ondulations moins nombreuses ou moins de plaques releveuses. Ces broyeurs sont surtout utilisés dans l'industrie du ciment.

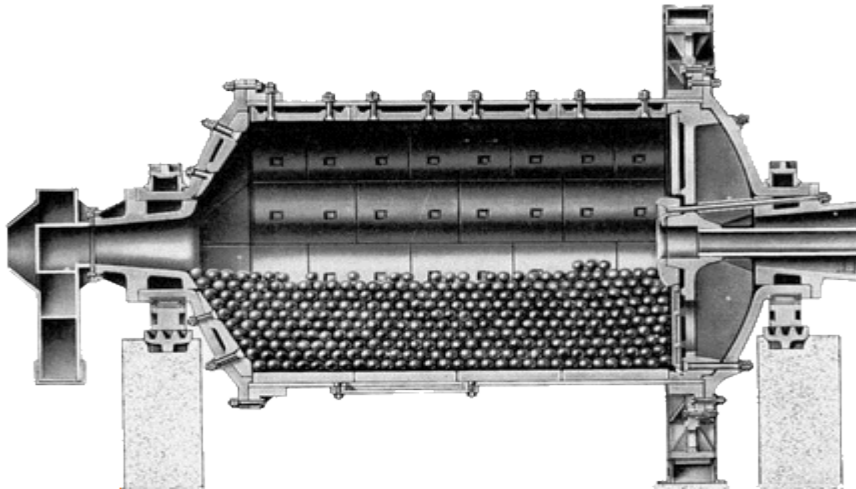


Figure II.1: broyeur à boulets

CONCLUSION GENERALE

Au travers les siècles de l'histoire de l'humanité, grâce à son caractère inaltérable, à sa malléabilité, à son éclat qui plait à l'œil et surtout à sa rareté, l'or a toujours stimulé le désir de possession propre à la nature humaine

Mais pour pouvoir se servir de l'or, il a fallu attendre le 19^{ème} siècle pour trouver une technique permettant une bonne récupération sans pertes: c'est la cyanuration.

A ces jours elle est considérée comme la technique la plus utilisée dans les usines aurifères.

La lixiviation par procédure de CIL est une technique très complexe, avec des coûts d'investissement relativement raisonnable à sa production rentable, avec de court-circuit de vie. Elle est plus adaptée à un minerai de teneur élevée en or.

Notre étude porte sur le traitement des échantillons composés du minerai riche aurifère d'Amesmesa. Les tests de lixiviation et ainsi que les tests sur charbon en utilisant des bouteilles roulantes ont montrés que:

- ❖ Le pH a été fixé entre 10,3 et 12, cet objectif a été assez bien respecté pendant tous les essais. Le maintien du pH est effectué par des ajouts de la chaux solide (CaO). La nécessité de l'addition de chaux a pour but l'empêchement de la formation d'un gaz mortel de cyanure d'hydrogène (HCN).

- ❖ Les concentrations de 500ppm et 300ppm donnent une bonne récupération estimée à 96% et 91% respectivement. La cyanuration par une concentration de 300ppm est la meilleure économiquement parlant.

- ❖ Les conditions optimales pour une meilleure récupération de l'or d'après nos tests sont : 500ppm de cyanure, la granulométrie inférieure à 75µm, un pH supérieur ou égal 10,3, une pulpe de densité de 50%, 15 kg/t de charbon, 15g/t de flocculant et 3 kg/t de la chaux.

- ❖ L'or doit être sous forme de particules fines (à partir du circuit de broyage). Alimentation en minerai doit avoir un diamètre de passage de 80% de 75µm pour obtenir la récupération d'or appropriée (jusqu'à 96%). Si les particules sont trop grosses, elles ne peuvent pas être totalement lessivées pendant leur temps de séjour dans les réservoirs et donc passeront comme résidus.

- ❖ La diminution de la concentration de cyanure libre est attribuée à la consommation de ce dernier par l'or et les autres éléments consommateurs de cyanure présents dans le minerai.

CONCLUSION GENERALE

❖ L'utilisation du flocculant dans l'épaississeur a pour but d'obtenir une solution visqueuse qui aide à accélérer la sédimentation des fractions en suspension afin d'obtenir une pulpe d'une densité bien déterminée qui atteint 50% en solide.

❖ La floculation appliquée à Amasmessa est avec une concentration de 50 g/t de flocculant, car elle est suffisante pour séparer la pulpe de solution dans les plus brefs délais et au moindre coût.

❖ Le taux d'adsorption de l'or diminue avec l'augmentation de la densité de suspension. Toutefois, si la densité de la suspension est trop faible, les particules de carbone ne peuvent pas rester en suspension, et coulent au fond des réservoirs.

❖ La meilleure récupération par le charbon actif dans la pulpe est à une densité fixe à 50%.

❖ Le taux d'adsorption d'or et la capacité de chargement du carbone augmentent avec l'augmentation de la concentration en or dans la solution.

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

- [1]. JESSICA .EGAN, thèse « Effet de granulométrie sur la cyanuration de l'or». Université de laval, (2007).
- [2]. PIERRE .BLAZI, EL-AID JDID, pour le compte de l'université de liège. Métallurgie de l'or. Procédés technique de l'ingénieur, p.5, (2012).
- [3]. MOKHTAR .BAGUI, Rapport géologique annuel. Mine d'Amesmesa, ENOR Spa, (2001).
- [4]. J. LIBAUDE, MORIZOT .G, Livre traitement de minerais de l'or, (1984)
- [5]. PIERRE. BLAZI, EL-AID JDID, Techniques de l'ingénieur, (2006).
- [6]. F.J.HENLEY. K.J, Gold ore mineralogy and its relation to metallurgical treatment, October, (1975).
- [7]. KOROBUSHKIN, Forms of occurrence of finally dispersed gold in pyrite and arsenopyrite, p.122-123, (1970).
- [8]. POURBAIX, VILLARS, Atlas d'équilibres électrochimique à 25°, Villars, (1963).
- [9]. Mc QUINSTON, SHOEMAKER, L'or et l'argents, (1975 - 1980).
- [10]. ADDISON .R, Gold and silver extraction from sulfide ores Mining Congress journal, October, (1980).
- [11]. HART .S.D, HILL .G.J, Gravity separation development at Boddington Gold Mine. In Gravity separation technology for gold recovery, p. 6, (1994).
- [12]. BALAZ .p, HABER, Lixiviation de thiousulfate d'or à partir d'un mécarochimique prétraite concentré de sulfure complexe, (2000).
- [13]. BLAZY .P, JOUSSEMET.R, Le traitement par gravité, (2005).
- [14]. MONTE M .B.M, LINS. F.F, Adsorption of the thiol compound on gold and pyrite and its influence on their selective flotation, (2005).
- [15]. GREGORY .S, GELFI, GOULSTRA, gravity concentration at the telfer and New Celebration Gold Mine, p.5, (1996).
- [16]. DOREY, VAN ZYL. D, KIEL .J, Overview of heap leaching technology, (1988).
- [17]. NICOL.M.J, The anodic behavior of gold part II. Oxidation in alkaline solution, Gold bulletin, p.105-111, (1980).
- [18]. ANONYME, Peroxide assistée par lixiviation de l'or, p 36, (1991).
- [19]. BROOY .S.R.L, WALKER .G.S, Extraction de l'or, (1994).
- [20]. NICOL .M.J, SCHALCH. E, HHEREDUS .H, L'étude moderne de la cinétique et le mécanisme de la cimentation de l'or, (1979).
-

- [21]. MUIR .D.M, Recovery of gold from cyanide solutions using activated carbon, a review. In Carbon-in-pulp technology for the extraction of gold, Aust. Inst. Min. Met Parkville, Australia, p.7-22, **(1982)**.
- [22]. MUHTADI. O.A, Metal extraction (recovery systems). In Introduction to evaluation, design, and operation of precious metal heap leaching projects, Hutchinson, Kiel, Soc. of AIME, Littleton, Colorado, p.124-136, **(1988)**.
- [23]. SEYMORE. D, FLEMING, Réserve en pulpe pour la récupération de l'or, p 243-252, **(1988)**.
- [24]. SERGENT. R.H, DADGAR, SHIN. C.C, REID. K.J, comparison of bromine and cyanide leaching for refractory gold concentrate, p.149-156, **(1989)**.
- [25]. AIT-HAMOU, DAUTRIA. J.M, le magmatisme cénozoïque du Hoggar, une synthèse des données disponibles.
- [26]. AGUERRE- TARENGA, rapport de stage, **(2011)**.
- [27]. GRD. MINPROC and ENOR spa, Amesmessa gold project bankable feasibility study, **(2003)**.
- [28]. ATTOUM. A, étude géologique et structure de mylonites panafricaines et des minéralisations aurifères associées dans le secteur de tirek, thèse 3^{ème} de cycle Montpellier, **(1983)**.
- [29]. DEMAIS, BENDAOU. A, HADDOUM. H, OUZEGANE. K, KEINAST, « Apport des images Landast 7 ETM+ pour la cartographie géologique des terrains archéens en zone aride : exemple du terrain de l'In Ouzzal», **(2009)**.
- [30]. SEMIANI. A, Métallogénie de la zone de cisaillement aurifère Est-Ouzzalienne, thèse de doctorat, Université de Renne, **(1995)**.
- [31]. Rapport de fin des travaux sur l'évaluation de gisement d'Amessmessa avec récapitulation des réserves **(1993)**.
- [32]. Documentation : Carbone en lixiviation (CIL)-la technologie de traitement du minerai d'or.
- [33]. Abdenasser. BENTITI, Fatma. MEZOU, Contribution à l'étude géologique de la minéralisation aurifère de Tirek et Amesmessa, Hoggar occidental, **(2009-2010)**.
- [34]. DIRK J.A, VAN ZYL. Ian P.G, HUTCHISON. Steffen, ROBERSTONR and KIRSTON, Jean E, Kiel J.E & associates Denver, Colorado, Introduction to evaluation, design and operation of precious metal heap leaching project, Society of Mining Engineers, Printed in the United states of America, inc.,ann Arbor, Miching ISBN 0-87335-074, **(1988)**.
-

Référence bibliographique

[35]. Procédure du laboratoire Rev1.0, ENOR Spa, **(2003)**.

[36]. M.CARON, LAB Manager, Amesmessa, **(2008)**.

[37]. NF EN 933-1/AL, Essai pour déterminer les caractéristiques géométriques des granulats partie I: détermination de la granularité, Analyse granulométrique par tamisage, **(1996)**.



Abstract

In the different contents of the gold in the ore, there are several methods of extraction of the gold in nature. The auriferous deposit of Amesmessa located in the southwest part of the Hoggar (Western Hoggar) is exploited roofless by ENOR, this one can be considered an economic potential for Algeria because of the important reservations as well as the street value of gold.

Amesmessa treatment of ore is done depending on the ore grade, the rich ore content greater than 8 g/t is processed by the grinding method or CIL leach tanks. While the low grade ore is processed by heap leaching.

This work describes the results of the recovery of gold by leaching the tank method by studying the effect of several parameters such as grain size, flocculation, density, coal concentration, and the contact time on the gold extraction rate. The results showed that with granulometry lower to 75 μ m, a cyanide concentration of 500 ppm at room temperature, during 72 hours of dissolution step and a pH greater than 10.3, we can obtain a rate of very interesting extraction of 96%.

It has also been shown that the adsorption of gold cyanide ions by CIL method, improves by using the following parameters: a coal concentration equal to 15 g / l, the contact time between 6 and 9 o'clock and pulp density of 50%. This is related to the area of contact which results in the particle size (<75 μ m) and the load of the concentration of the gold solution.

Keywords: Gold, leaching, cyanidation, extraction, process CIL.

Résumé

Aux différentes teneurs de l'or dans le minerai, il existe plusieurs méthodes d'extraction de l'or dans la nature. Le gisement aurifère d'Amesmessas situé dans la partie sud-ouest du Hoggar (Hoggar occidentale) est exploité à ciel ouvert par l'ENOR, celui-ci peut être considéré comme un potentiel économique pour l'Algérie en raison de ses réserves importantes ainsi que sa valeur marchande de l'or.

Le traitement du minerai d'Amesmessas se fait en fonction de la teneur du minerai, le minerai riche de teneur supérieure à 8g/t est traité par la méthode de broyage CIL ou lixiviation en cuves. Alors que le minerai pauvre est traité par lixiviation en tas.

Le présent travail expose les résultats de la récupération de l'or par la méthode de lixiviation en cuve en étudiant l'effet de plusieurs paramètres tels que la granulométrie, la floculation, la densité, la concentration de charbon, et le temps de contact sur le taux d'extraction de l'or. Les résultats ont montré qu'avec une granulométrie inférieure à 75 μm , une concentration de cyanure de 500 ppm, à la température ambiante, durant une phase de dissolution de 72 heures, et un pH supérieur à 10,3, nous pouvons obtenir un taux d'extraction très intéressant de 96%.

Il a été montré également que l'adsorption des ions d'or cyanurés par la méthode CIL, s'améliore en utilisant les paramètres suivants: une concentration du charbon égale à 15g/l, le temps de contact entre 6 et 9 heures et la densité de la pulpe de 50%. Ceci est lié à la surface de contact qui se traduit par la granulométrie ($<75\mu\text{m}$) et de la charge de la concentration de la solution aurifère.

Mots clés : Or, lixiviation, cyanuration, extraction, procédé CIL.